Институт проблем комплексного освоения недр
им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук

На правах рукописи

ГОВОРУХИН Юрий Михайлович

МЕТОДОЛОГИЯ УПРАВЛЕНИЯ ГАЗОВЫДЕЛЕНИЕМ ПРИ ВЫСОКОИНТЕНСИВНОЙ ОТРАБОТКЕ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Специальность 2.8.6 – «Геомеханика, разрушение горных пород, рудничная аэрогазодинамика и горная теплофизика (технические науки)»

Диссертация на соискание учёной степени
доктора технических наук

Научный консультант:
проф., д.т.н. Кубрин С. С.

Москва, 2025

СОДЕРЖАНИЕ

Перечень сокращений и обозначений 8

Введение 9

1 Анализ состояния системы прогноза геомеханических и аэрогазодинамических параметров выемочных участков 23

1.1 Обоснование актуальности и перспективные направления исследований 23

1.2 Анализ результатов исследований параметров аэрогазодинамических процессов на выемочных участках 28

1.2.1 Анализ существующих схем проветривания и способов дегазации при отработке выемочных столбов механизированными комплексами 28

1.2.2 Анализ результатов исследований аэрогазодинамических процессов в тупиковых выработках, проветриваемых за счёт турбулентной диффузии 33

1.2.3 Анализ результатов исследований аэродинамических сопротивлений трения горных выработок 37

1.3 Анализ результатов исследований закономерностей комплексного развития геомеханических и аэрогазодинамических процессов в зонах обрушения выемочных участков 45

1.3.1 Анализ результатов исследований геомеханических процессов в зонах обрушения 45

1.3.2 Анализ результатов исследований аэрогазодинамических процессов в зонах обрушения и условий формирования техногенного резервуара газа 52

1.4 Методы оценки дебита метана. Структура газового баланса 60

1.4.1 Существующие методы оценки дебитов метана 60

1.4.2 Источники метанообильности на выемочном участке. Структура газового баланса 62
1.5 Анализ существующих проблемно-ориентированных пакетов программ 64
Выводы по главе 1 и постановка задач исследования 68
2 Исследование и моделирование геомеханических и аэрогазодинамических процессов на выемочных участках 72
2.1 План и методика проведения исследования. Экспериментальные исследования 72
2.1.1 Планирование эксперимента. Выбор способов и средств проведения эксперимента 72
2.1.2 Выбор и обоснование объектов исследования геомеханических и аэрогазодинамических процессов на выемочных участках 74
2.1.3 Методика и результаты обработки данных о строении геомассива 79
2.1.4 Методика и результаты обработки данных систем аэрогазового контроля. Влияние газового коллектора на аэрогазодинамику участка 81
2.1.5 Методика и результаты обработки данных по проницаемости обрушенных, дезинтегрированных и уплотнённых пород в зоне обрушения 91
2.1.6 Методика и результаты обработки данных замеров скорости воздуха в выработках, проветриваемых за счёт турбулентной диффузии 95
2.1.7 Методика и результаты обработки данных воздушно-депрессионных съёмок шахтных вентиляционных сетей .. 100

2.2 Адаптация геомеханической модели оценки напряжённо-деформированного состояния геомассива 106

2.3 Разработка и адаптация математической модели геомеханических и аэрогазодинамических процессов в зоне обрушения..... 111

2.3.1 Построение физической модели процессов обрушения, дезинтегрирования и уплотнения пород 111

2.3.2 Экспериментальные зависимости по оценке высоты зоны обрушения участка геомассива 114

2.3.3 Разработка математической модели оценки аэродинамических параметров зоны обрушения при развитии геомеханических процессов..... 115

2.4 Адаптация математических моделей аэрогазодинамических процессов в горных выработках..... 120

2.5 Критерий оценки эффективности систем управления газовыделением на выемочных участках..... 126

Выводы..... 126

3 Исследование и научное обоснование значений аэродинамических сопротивлений трения подземных горных выработок..... 131

3.1 Моделирование воздухораспределения в шахтных вентиляционных сетях. Замеры аэродинамических параметров..... 131

3.2 Описание физического процесса действия аэродинамического сопротивления трения при движении воздуха в горных выработках..... 136

3.3 Исследование и обоснование значений коэффициентов α для выработок, закреплённых анкерной крепью..... 139

3.4 Исследование и обоснование значений коэффициентов α выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) крепью 142
3.4.1 Схема построения моделей выработок, геометрические параметры расчётной области и начальные условия 143
3.4.2 Обоснование протяжённости моделируемой выработки 146
3.4.3 Программное обеспечение для автоматизированного формирования моделей выработок. Построение моделей . 148
3.4.4 Обработка результатов численного моделирования 152
3.4.5 Достоверность полученных результатов 160
Выводы 162
4 Исследование аэродинамических особенностей тупиков, проветриваемых за счёт турбулентной диффузии 164
4.1 Тупики, проветриваемые за счёт турбулентной диффузии, в вентиляционной сети выемочных участков 164
4.2 Описание физического процесса проветривания тупиков за счёт турбулентной диффузии 165
4.3 Исследования аэродинамических параметров пространств между перемычкой и действующей выработкой 167
4.3.1 Схема построения моделей тупиков, геометрические параметры расчётной области и начальные условия 167
4.3.2 Обоснование достоверности результатов численного моделирования 169
4.3.3 Обработка результатов численного моделирования 173
4.3.4 Обобщение результатов исследования 186
Выводы 188

5 Исследование процессов формирования зоны обрушения при отработке высоконагруженными очистными забоями пологих пластов 190

5.1 Моделирование воздухораспределения в шахтных вентиляционных сетях с учётом выработанных пространств ... 190

5.2 Исследование геомеханических процессов в зоне обрушения .. 192

5.2.1 Исследование закономерностей процессов обрушения пород 192

5.2.2 Оценка распределения коэффициентов разрыхления, уплотнения и проницаемости обрушенных и дезинтегрированных пород 199

5.2.3 Оценка параметров фильтрационных потоков в пористой среде выработанного пространства 203

5.3 Разработка и адаптация программного обеспечения по оценке аэродинамических параметров зоны обрушения. Построение моделей 207

5.4 Обработка результатов численного моделирования 210

5.5 Достоверность полученных результатов 219

Выводы 221

6 Разработка методологии управления газовыделением на выемочных участках 225

6.1 Управление газовыделением средствами вентиляции и дегазации 225

6.2 Исследование воздухораспределения на выемочных участках при различных схемах проветривания с изолированным отводом 229

6.2.1 Схемы проветривания с изолированным отводом по примыкающему к очистному забою участку выработанного пространства 231
6.2.2 Схемы проветривания с изолированным отводом по ограниченному участку выработанного пространства .. 237
6.2.3 Схемы проветривания с изолированным отводом по неограниченному участку выработанного пространства 240
6.3 Исследование аэрогазодинамических процессов в зонах обрушения 246
6.4 Предложения по разработке эффективных систем управления газовыделением с учётом динамики геомеханических и аэрогазодинамических параметров зоны обрушения 254
Выводы 256
Заключение 259
Список использованных источников 265
Приложение 302

ПЕРЕЧЕНЬ СОКРАЩЕНИЙ И ОБОЗНАЧЕНИЙ

В настоящей работе применены следующие сокращения и обозначения:

АГК – аэрогазовый контроль;

АСКУ – автоматизированная система диспетчерского контроля и управления горным предприятием;

ВДС – воздушно-депрессионная съёмка;

ВП – выработанное пространство;

в/у – выемочный участок;

ГОУ – газоотсасывающая установка;

ДСК – декартова система координат;

ИАС ВГСЧ – база данных «Информационно-аналитическая система ВГСЧ»;

КЭ – конечный элемент;

МВС – метановоздушная смесь;

МКО – метод контрольных объёмов;

МКР – метод конечных разностей;

МКЭ – метод конечных элементов;

ОПО – опасный производственный объект ведения подземных горных работ;

ШВС – шахтная вентиляционная сеть.

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. Основные тенденции в развитии угледобывающей отрасли связаны с интенсификацией и концентрацией горных работ. Для подземных условий в течение последних 20 лет суммарная годовая производственная мощность шахт России сохраняется в пределах 100-110 млн т при общем тренде сокращения количества подземных угледобывающих предприятий. Это обусловлено внедрением высокопроизводительного оборудования, обеспечивающего значительные темпы проведения выработок – 250-300 м/мес (на передовых шахтах доходящих до 600-1000 м/мес) и суточную нагрузку на очистные забои – 20-30 тыс. т (в перспективе до 40 тыс. т). Указанное выше сопровождается значительным осложнением горно-геологических и горнотехнических условий, связанных с такими факторами, как:

- рост глубины ведения горных работ (свыше 700-800 м) и газоносности углепородного массива (до 35 $м^3$/т сухой беззольной массы);

- увеличение геометрических размеров подготавливаемых выемочных столбов (длина оконтуривающих выработок достигает 2000-4000 м, очистных забоев – 350-400 м);

- сокращение сроков формирования выработанных пространств при управлении кровлей полным обрушением, что приводит к многопараметрическому взаимодействию в пространстве и времени геомеханических и аэрогазодинамических процессов;

- рост абсолютной газообильности выработок (до 20-25 $м^3$/мин и более в очистной забой и до 100-120 $м^3$/мин и более в выработанное пространство);

- увеличение площади поперечного сечения оконтуривающих выемочный столб подземных горных выработок до 20-30 $м^2$ (в перспективе до 40 $м^2$) в целях обеспечения большего расхода воздуха на объектах проветривания.

Выемочные участки с точки зрения аэрогазодинамических процессов являются динамическими системами со множеством взаимосвязанных и изменяющихся элементов. В условиях влияния перечисленных выше осложняющих

факторов появляются ограничения на ритмичную и эффективную работу механизированных комплексов на пологих пластах с высокой газоносностью, связанные с повышенным дебитом метана. В связи с этим требуется разработка и внедрение эффективных систем управления газовыделением. Существенное влияние на проветривание выемочных участков в части недопущения скоплений взрывоопасных газов в участковых выработках оказывают зоны обрушения, формируемые по мере отработки выемочных столбов. В их так называемых «куполах» происходит формирование техногенного резервуара метана (газового коллектора), из которого он поступает в действующие выработки, а также может интенсивно вытесняться при посадках консолей кровли в пространство горных выработок. Кроме того, с расширением применения технологических схем многоштрековой подготовки выемочных столбов произошёл рост количества сопряжений оконтуривающих выработок с подготовительными и, соответственно, числа перемычек, которые в последствии необходимо возвести при изоляции отработанного участка. Образующиеся пространства между перемычками и действующими сквозными горными выработками (тупики) проветриваются за счёт турбулентной диффузии. В них, при недостаточности проветривания и поступлении метана, возможно образование локальных скоплений.

Указанное выше подтверждается рядом крупных техногенных аварий, произошедших на угольных шахтах и связанных со взрывами метановоздушных смесей и угольной пыли: ш. Зыряновская (02.12.1997); ш. Тайжина (10.04.2004); ш. Есаульская (09.02.2005); ш. Ульяновская (19.03.2007); ш. Юбилейная (24.05.2007); ш. Распадская (08.05.2010); ш. Северная (25.02.2016); ш. Листвяжная (25.11.2021). Основными причинами стало формирование локальных скоплений метана в участковых выработках, а также наличие газового коллектора в куполах зон обрушения и вытеснения метана из них в очистные забои при посадках консолей кровли, что происходит при низкой эффективности существующих систем управления газовыделением. Таким образом, разработка методологии управления газовыделением

на выемочных участках при высокоинтенсивной отработке пологих пластов очистными забоями, оборудованных механизированными комплексами, является актуальной научной проблемой.

Проблемами проветривания горных выработок, проницаемости высокопористых сред, фильтрации метановоздушных смесей и формирования в куполах зон обрушения газового коллектора занимались такие видные отечественные и зарубежные исследователи, как: А.А. Скочинский, Ф.А. Абрамов, С.С. Андрейко, И.Е. Болбат, В.Н. Воронин, Л.Д. Воронина, А.С. Воронюк, Е.И. Глузберг, Н.Ф. Гращенков, А.Ф.Г. Дарси, В.А. Емельянов, В.Н. Захаров, И.Е. Идельчик, Н.О. Каледина, Т. фон Карман, А.М. Карпов, Н.М. Качурин, В.В. Кашибадзе, Ф.С. Клебанов, С.С. Кобылкин, В.А. Колмаков, В.Б. Комаров, А.Ю. Крайнов, Ю.В. Круглов, А.И. Ксенофонтова, С.С. Кубрин, С.В. Кузнецов, Г.М. Ломизе, О.Н. Малинникова, И.Д. Мащенко, А.Ф. Милетич, М.Д. Миллионщиков, Л.Л. Миньков, П.И. Мустель, А.А. Мясников, И. Никурадзе, М.М. Ольвовский, Л.Д. Павлова, Д.Ю. Палеев, М.А. Петрушев, И.М. Печук, Г.Я. Полевщиков, Л. Прандтль, Л.А. Пучков, О. Рейнольдс, Е.И. Рогов, Г.Г. Стекольщиков, О.В. Тайлаков, Б.Г. Тарасов, А.М. Тимошенко, В.А. Трофимов, К.З. Ушаков, В.Н. Фрянов, В.Н. Щелкачев, G.S. Esterhuizen, C.J. Hall, H.L. Hartman, C.O. Karacan, R. Kharkar, G.E. McElroy, M.J. McPherson, B.R. Pursall, M.O. Rahim, T.X. Ren, A.C. Smith, A.M. Wala, L. Yuan и многие др.

Существенный вклад в изучение геомеханических процессов, протекающих при формировании как зон обрушения, так и в целом зон сдвижения внесли такие видные отечественные и зарубежные исследователи, как: С.Г. Авершин, И.В. Баклашов, А.А. Борисов, П.В. Егоров, Ж.С. Ержанов, Л.В. Ершов, В.Н. Захаров, Ж.М. Канлыбаева, Б.А. Картозия, Н.М. Качурин, Г.Н. Кузнецов, С.Т. Кузнецов, В.И. Мурашев, Л.Д. Павлова, М.В. Рыльникова, В.Д. Слесарев, Б.Г. Тарасов, В.А. Трофимов, В.Н. Фрянов, Г.Г. Штумпф, О. Якоби, G.S. Esterhuizen, C.O. Karacan, S.W. Kingman, I.S. Lowndes, M.D.G. Salamon, D.N. Whittles и многие др.

Связь темы диссертации с научно-техническими программами. Научные исследования проведены в рамках:

- поисковой научно-исследовательской работы «Разработка и реализация газодинамической модели формирования газового коллектора и миграции газовоздушной смеси в выемочном участке при отработке свиты угольных пластов по интенсивным технологиям», выполненной согласно государственному контракту от 31.03.2010 № П41 (Федеральная целевая программа «Научные и научно-педагогические кадры инновационной России на 2009-2013 годы»);

- научно-исследовательской работы «Разработка Единой методики по определению загазированных взрывчатой смесью объёмов, принимаемых для расчёта силы взрыва и последующего распространения поражающих факторов по горным выработкам» (НИР «Сила взрыва»), выполненной согласно п. 1 раздела XII Плана научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ МЧС России на 2019 год и плановый период 2020 и 2021 годов (Рег. № НИОКТР АААА-А19-119042390006-9, Рег. № ИКРБС АААА-Б19-219121090042-1);

- научно-исследовательской работы «Исследование и обоснование эффективности применения моделей шахтных вентиляционных сетей при решении комплекса задач научного, экспертного и инженерного сопровождения аварийно-спасательных работ» (НИР «Эффективность ШВС»), выполненной согласно п. 1 раздела X Плана научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ МЧС России на 2021 год и плановый период 2022 и 2023 годов (Рег. № НИОКТР 121030500080-4, Рег. № ИКРБС 221120100162-8);

- научно-исследовательской работы «Разработка научно обоснованных предложений по прогнозу, оценке источников, мощности и поражающих факторов взрывов метанопылевоздушных смесей в горных выработках угольных шахт», выполненной ИПКОН РАН по заказу Министерства энергетики Российской Федерации в 2022-2023 годах согласно государственному контракту № 0173100008322000063/К/12 от 31.10.2022 (Рег. № НИОКТР 122120100056-0);

- научно-исследовательской работы «FMMS-2024-0008 Разработка фундаментальных основ возникновения, развития и прогнозирования катастрофических многофазных процессов в техногенно изменяемом массиве горных пород», выполняемой ИПКОН РАН в 2024-2025 гг.

Объектом исследования являются геомеханические и аэрогазодинамические процессы, происходящие в подземных горных выработках и зоне обрушения геомассива в границах выемочных участков на пологих пластах, отрабатываемых механизированными комплексами в очистных забоях длиной 150 и более метров.

Предметом исследования являются закономерности протекания геомеханических и аэрогазодинамических процессов при формировании участка дезинтегрированных и высокопроницаемых пород в зоне обрушения и образовании газового коллектора, изменения аэродинамических сопротивлений трения подземных горных выработок с сечением свыше 16 м^2, проветривания тупиков за счёт турбулентной диффузии.

Целью работы является разработка методологии управления газовыделением на выемочных участках при высокоинтенсивной отработке пологих угольных пластов очистными забоями, оборудованных механизированными комплексами, обеспечивающей нормативный уровень безопасности и ритмичность добычи угля.

Идея работы заключается в использовании закономерностей взаимовлияния геомеханических и аэрогазодинамических процессов в системе «горные выработки – зона обрушения – дезинтегрированные породы – источники метановыделения».

Для достижения поставленной цели в рамках данной диссертации решены следующие **задачи исследования**:

1. Анализ и обоснование перспективных направлений, обеспечивающих разработку методологии управления газовыделением на выемочных участках при высокоинтенсивной отработке пологих пластов с учётом взаимовлияния геомеханических и аэрогазодинамических процессов.

2. Исследование и обоснование значений аэродинамических сопротивлений трения подземных горных выработок сечением свыше 16 м^2, закреплённых современными видами крепей.

3. Исследование аэродинамических особенностей тупиков, оставляемых при возведении перемычек для изоляции отработанных выемочных столбов и проветриваемых за счёт турбулентной диффузии.

4. Исследование закономерностей распределения в пространстве и времени параметров геомеханических процессов, протекающих в зоне обрушения, с целью определения аэродинамических характеристик обрушенной среды и интегрирования её модели в модель шахтной вентиляционной сети.

5. Исследование особенностей формирования газового коллектора, как свободного пространства в куполах зоны обрушения, на участках, примыкающих к очистному забою выше плоскости вынимаемого пласта угля.

6. Исследование и разработка методологии управления газовыделением на выемочных участках при высокоинтенсивной отработке пологих угольных пластов очистными забоями длиной 150 м и более с учётом взаимодействия элементов системы «горные выработки – зона обрушения – дезинтегрированные породы – источники метановыделения».

Методы исследований. Общий подход к выполнению исследований заключается в использовании методов математической статистики, контрольных объёмов и конечных элементов, трёхмерного моделирования, анализа горно-геологических и горнотехнических условий отработки пологих пластов угольных шахт, ГИС-технологии. Кроме того, для решения поставленных задач применён системный анализ и обобщение результатов научных исследований, выполненных ранее другими исследователями, в том числе практических данных по замерам фильтрационных параметров зон обрушения. Для решения численных задач создан масштабируемый вычислительный кластер типа Beowulf (GNU/Linux).

Основные научные положения, выносимые на защиту:

1. На дебит метана из зоны обрушения, как техногенно сформированного дезинтегрированного участка геомассива, в действующие выработки оказывают влияние: кривизна линий фильтрационных потоков, давление воздуха в вентиляционных струях, динамика параметров газового коллектора, проницаемость обрушенной среды, которые в дополнение к уже имеющимся факторам позволяют прогнозировать расположение локальных зон скоплений метана в пределах выемочного участка.

2. Значения коэффициентов аэродинамического сопротивления трения α горных выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) и анкерной крепями, изменяются по параболической зависимости от площади поперечного сечения и шага установки элементов крепи. Для рамной крепи при неизменном сечении максимальные значения коэффициентов α соответствуют шагу установки элементов, равному 1,0-1,2 м. Для условий комбайнового способа проведения выработок и анкерного их крепления средняя высота выступов шероховатости стенок составляет 107 мм.

3. Длина проветриваемого за счёт турбулентной диффузии участка тупика, который образован между перемычкой и действующей сквозной горной выработкой, определяется размерами первого пространственного вихря, диаметр которого составляет от 4,9 до 12,4 м в зависимости от ширины и высоты данного тупика. При этом минимальная скорость движения воздуха в данном вихре, равная 0,15 м/с, обеспечивается при скорости потока в примыкающей сквозной выработке не менее 1 м/с.

4. Проницаемость $k_{\text{пр.Д}}$ техногенно сформированного участка дезинтегрированного геомассива при исходной пористости пород от 1,0 до 10,0 % в зоне обрушения составляет: при максимальном коэффициенте разрыхления $k_{\text{р.max}} = 1{,}8 - k_{\text{пр.Д}}$ от 8,8-22,2 Д до 1020-1140 Д; при $k_{\text{р.max}} = 2{,}0 - k_{\text{пр.Д}}$ от 15,6-33,5 Д до 1310-1430 Д; при $k_{\text{р.max}} = 2{,}1 - k_{\text{пр.Д}}$ от 19,9-40,2 Д до 1430-1550 Д. Значения проницаемости $k_{\text{пр.Д}}$ в куполах зоны обрушения составляют от 0,05-

1,62 Д до 2,15-8,19 Д, а на участке зоны трещин и разломов, примыкающем к зоне обрушения, от 0,01-1,14 Д до 0,39-3,38 Д.

5. Участок зоны обрушения, примыкающий к очистному забою, следует делить на три области: закрепное пространство, купол обрушения, обрушенные и дезинтегрированные породы, на форму и размеры которых оказывают влияние: вынимаемая мощность пласта $m_в$, длина очистного забоя $l_{оз}$, структура, мощность $m_{сл}$, крепость $f_{сл}$ и трещиноватость $l_{тр}$ пород кровли. В зависимости от указанных параметров объём купола обрушения может составлять от 3 до 48 % объёма очистного забоя. В установившемся режиме посадки основной кровли соотношение объёмов закрепного пространства и газового коллектора характеризуется разнонаправленным ступенеобразным изменением: максимальному объёму газового коллектора соответствует минимальный объём закрепного пространства и наоборот.

6. Методология, основанная на совместном учёте элементов системы «горные выработки – зона обрушения – дезинтегрированные породы – источники метановыделения», позволяет оценивать геомеханические и аэрогазодинамические параметры процессов формирования купола обрушения и применять адаптируемые к существующим условиям системы управления газовыделением, обеспечивающие высокий уровень безопасности горных работ и ритмичность добычи угля в очистном забое.

Научная новизна работы состоит в следующем:

1. Обоснована необходимость совместного учёта элементов системы «горные выработки – зона обрушения – дезинтегрированные породы – источники метановыделения» с целью выполнения прогноза дебитов метана с учётом влияния газового коллектора, формирующегося в куполе зоны обрушения.

2. Впервые получены коэффициенты α горных выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) и анкерной крепями, для площадей поперечных сечений свыше 16,0 м^2, отличающиеся их ранжированием для рамной металлической (арочной) крепи по номеру спецпрофиля (от СВП-17

до СВП-33), шагу установки элементов крепления (от 0,3 до 1,2 м) и площади поперечного сечения (от 8,2 до 37,7 м^2), а для анкерной крепи – по площади поперечного сечения (от 10,0 до 36,0 м^2) горной выработки.

3. Научно обоснованы и впервые получены длины участков тупиков, между перемычкой и сквозной выработкой, проветриваемых за счёт турбулентной диффузии, при этом установлены зависимости скорости движения воздуха в первом пространственном вихре от скорости потока в сквозной горной выработке.

4. Предложена физическая и основанная на ней математическая модель процессов обрушения пород кровли в выработанное пространство, их дезинтегрирования и уплотнения в ходе дальнейшего сдвижения геомассива, отличающаяся от ранее предлагаемых учётом влияния параметров: вынимаемая мощность $m_{\text{в}}$, трещиноватость слоёв кровли пласта $l_{\text{тр}}$, мощность обрушающегося слоя пород $m_{\text{обр.сл}}$, коэффициенты разрыхления $k_{\text{р}}$, уплотнения $k_{\text{упл}}$ и пустотности $k_{\text{пс}}$, высота свободного пространства при обрушении $h_{\text{св}}$, шаг обрушения пород основной $l_{\text{о.к}}$ и непосредственной кровель $l_{\text{н.к}}$, продолжительность активной стадии процесса сдвижения геомассива $T_{\text{пр}}$, $T_{\text{пад}}$ и $T_{\text{вос}}$, соответственно, по простиранию, падению и восстанию, высота зоны обрушения $h_{\text{обр}}$, коэффициенты проницаемости обрушенных пород $k_{\text{пр}}$ и макрошероховатости $l_{\text{ш}}$ и др.

5. Разработана методическая основа оценки аэродинамических параметров закрепного пространства и газового коллектора, отличающаяся учётом таких параметров, как неравномерность нагрузки на очистной забой, вынимаемая мощность пласта, длина очистного забоя, структурные особенности кровли.

6. Обоснованы направления повышения эффективности систем управления газовыделением на выемочном участке посредством совместного учёта элементов системы «горные выработки – зона обрушения – дезинтегрированные породы – источники метановыделения», отличающиеся возможностью выполнения прогноза процессов формирования газового коллектора.

Достоверность и обоснованность научных положений, выводов и рекомендаций подтверждается:

- адекватностью применяемого математического аппарата;

- использованием представительного объёма данных натурных замеров, выполненных в ходе воздушно-депрессионных съёмок, систем аэрогазового контроля, датчиков давления в гидросистеме секций механизированной крепи, а также скорости воздуха в тупиках между перемычкой и сквозной горной выработкой за счёт турбулентной диффузии;

- использованием ранее полученных практических данных по замерам фильтрационных параметров зон обрушения, их обработкой и обобщением в соответствии с задачами, поставленными в диссертации;

- использованием фактических горно-геологических и горнотехнических данных выемочных участков угольных шахт для адаптации моделей к задачам исследования;

- достаточной сходимостью полученных результатов с известными теоретическими и практическими представлениями о геомеханических и аэрогазодинамических процессах при отработке выемочных столбов очистными забоями, оборудованными механизированными комплексами, на пологих пластах угольных шахт.

Практическая значимость работы:

1. Предложен метод моделирования единого газодинамического комплекса выемочного участка посредством интегрирования модели зоны обрушения в модель шахтной вентиляционной сети. Он основан на использовании разработанных физической и математической моделей процессов обрушения пород кровли в выработанное пространство, их дезинтегрирования и уплотнения в ходе дальнейшего сдвижения геомассива, динамики проницаемости пакетов блоков пород и формирования пустот в зоне обрушения.

2. Разработана программа «Аэродинамика» для прогноза трёхмерного распределения фильтрационных параметров высокопроницаемой среды зоны обрушения с совместным учётом элементов системы «горные выработки –

зона обрушения – дезинтегрированные породы – источники метановыделения» (авторы: Ю.М. Говорухин, С.С. Кубрин).

3. Разработана программа «Вентиляция выемочных участков» (свидетельство о государственной регистрации № 2017614796) для расчёта газообильности очистной выработки, вмещающих пород и сближенных пластов (спутников), расчёта необходимого расхода воздуха на выемочный участок и параметров системы изолированного отвода метановоздушной смеси (авторы: Ю.М. Говорухин, В.Г. Криволапов, Д.Ю. Палеев и др.).

4. Разработана база данных «Информационная система по учёту аварий на объектах ведения горных работ» (свидетельство о регистрации № 2021620303), позволяющая обрабатывать и хранить модели шахтных вентиляционных сетей опасных производственных объектов ведения подземных горных работ и в том числе вести учёт причин загазования выработок выемочных участков угольных шахт (авторы: Д.Ю. Палеев, Ю.М. Говорухин, В.Г. Криволапов и др.).

5. Проведена обработка практических данных воздушно-депрессионных съёмок и выполнены численные эксперименты, по результатам которых построены зависимости и сформированы табличные значения коэффициентов α выработок сечением свыше 16 м^2, закреплённых рамной металлической (арочной) и анкерной крепями.

6. Установлены параметры эффективного проветривания тупиков, оставляемых при изоляции отработанных выемочных участков, за счёт турбулентной диффузии.

7. Разработан подход к повышению эффективности систем управления газовыделением на выемочных участках с учётом совместного влияния элементов системы «горные выработки – зона обрушения – дезинтегрированные породы – источники метановыделения», применение которого обеспечит безопасную и ритмичную высокоинтенсивную добычу угля.

Реализация результатов работы. Результаты научных исследований реализованы в:

- приказе Ростехнадзора от 08.11.2024 № 343 «Об утверждении Руководства по безопасности «Методические рекомендации по определению зон загазирования, параметров взрывоустойчивых перемычек и оценке полноты и достоверности компьютерных моделей вентиляционной сети шахты»;

- статьях «Давление горное» и «Дегазация угольных пластов» (т. 1), вошедших в энциклопедию «Гражданская защита» (энциклопедия в 4-х томах; под общей ред. В.А. Пучкова / МЧС России. – М.: ФГБУ ВНИИ ГОЧС (ФЦ), 2015. – URL: https://www.mchs.gov.ru/ deyatelnost/zashchita-naseleniya-i-territoriy-ot-chrezvychaynyh-situaciy/grazhdanskaya-zashchita);

- сборнике нормативных правовых актов военизированных горноспасательных частей / Коллектив авторов. – М.: МЧС России, 2014. – 284 с. (Руководство по проведению воздушно-депрессионных съёмок объектов ведения горных работ, Руководство по проведению газовых съёмок угольных шахт);

- опытной эксплуатации программы «Аэродинамика» в ООО «ШахтЭксперт-Системы» при выполнении прикладных научно-исследовательских работ и разработке рекомендаций по повышению эффективности систем управления газовыделением на выемочных участках шахт (Акт об использовании Программы).

Апробация работы. Основные выводы и результаты научной работы доложены и обсуждены на Международной конференции «Нетрадиционные и интенсивные технологии разработки месторождений полезных ископаемых» (Новокузнецк, 2008 г.), Международной научно-практической конференции «Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов» (Новокузнецк, 2010-2024 гг.), Региональной научно-практической конференции «Проблемы и перспективы добычи и переработки угля в Кузбассе» (Новокузнецк, 2010 г.), Международной научно-практической конференции «Энергетическая безопасность России. Новые подходы к развитию угольной промышленности» (Кемерово, 2011 г.), XXIV Международной

научно-практической конференции по проблемам безопасности, посвящённой 75-летию создания ФГБУ ВНИИПО МЧС России (Москва, 2012), XXIII международном научном симпозиуме «Неделя горняка – 2015» (Москва, 2015), III Международной научно-практической конференции «Безопасность технологических процессов и производств» (Екатеринбург, 2021), круглом столе «Актуальные вопросы деятельности военизированных горноспасательных частей» в рамках XIII Международного салона средств обеспечения безопасности «Комплексная безопасность – 2021» (Москва, 2021), XI Российско-китайской международной конференции «Проблемы нелинейной геомеханики на больших глубинах» (Новосибирск, 2023), Международной научно-практической конференции «Развитие производительных сил Кузбасса» секция «Промышленная безопасность» (Кемерово, 2023), 6-й конференции Международной научной школы академика РАН К. Н. Трубецкого «Проблемы и перспективы комплексного освоения и сохранения земных недр» (Москва, ИПКОН РАН, 2024), Международной конференции к 70-летию Геофизического центра РАН и 300-летию РАН «Наука о данных, геоинформатика и системный анализ в изучении Земли» (Суздаль, 2024 г.).

В 2009 году в составе научного коллектива кафедры геотехнологии Сибирского государственного индустриального университета получены диплом и бронзовая медаль за адаптацию программ «Вентиляция 1.0», «Ударная волна 1.0» ИУУ СО РАН для обеспечения учебного процесса по дисциплинам: «Вентиляция», «Аэрология горных предприятий», «Безопасность ведения горных работ», «Имитационное моделирование», «Геоинформационные системы».

В 2017 году за программу для ЭВМ «Вентиляция выемочных участков», представленную на конкурс «Лучший экспонат», получены диплом и серебряная медаль.

В 2021 году в рамках межведомственного опытно-исследовательского учения «Безопасная Арктика – 2021» выполнена апробация разработанной

по результатам исследования методики оценки объёмов загазования горных выработок.

В 2024 году за разработку многорядной системы перфорированных преград для снижения избыточного давления во фронте ударной воздушной волны в составе авторского коллектива ФГКУ «Национальный горноспасательный центр» получен диплом Лауреата премии МЧС России за научные и технические разработки.

Публикации. Основные результаты исследований представлены в 47 опубликованных работах, из них 20 – в изданиях, рекомендуемых ВАК Министерства высшего образования и науки России. Получено 1 свидетельство Российской Федерации о государственной регистрации программы для ЭВМ, 1 свидетельство – базы данных. Подана заявка на 1 патент. Издано 2 учебных пособия.

Объём и структура работы. Диссертация состоит из введения, шести глав, заключения, списка использованных источников, одного приложения, изложена на 313 страницах машинописного текста, содержит 162 рисунка и 41 таблицу.

1 АНАЛИЗ СОСТОЯНИЯ СИСТЕМЫ ПРОГНОЗА ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ И АЭРОГАЗОДИНАМИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ

1.1 Обоснование актуальности и перспективные направления исследований

Основные тенденции в развитии угледобывающей отрасли связаны с интенсификацией и концентрацией горных работ. Для подземных условий в течение последних 20 лет суммарная годовая производственная мощность шахт России сохраняется в пределах 100-110 млн т при общем тренде сокращения количества подземных угледобывающих предприятий [211, 269]. Это обусловлено внедрением высокопроизводительного оборудования, обеспечивающего значительные темпы проведения выработок – 250-300 м/мес (на передовых шахтах доходящих до 600-1000 м/мес) и суточную нагрузку на очистные забои – 20-30 тыс. т (в перспективе до 40 тыс. т). Указанное выше сопровождается значительным осложнением горно-геологических и горнотехнических условий, связанных с такими факторами, как (рисунок 1.1) [82-85, 95, 104, 108, 135, 147, 150-152, 181-184, 194, 195, 210]:

- рост глубины ведения горных работ (свыше 700-800 м) и газоносности углепородного массива (до 35 $м^3$/т сухой беззольной массы);

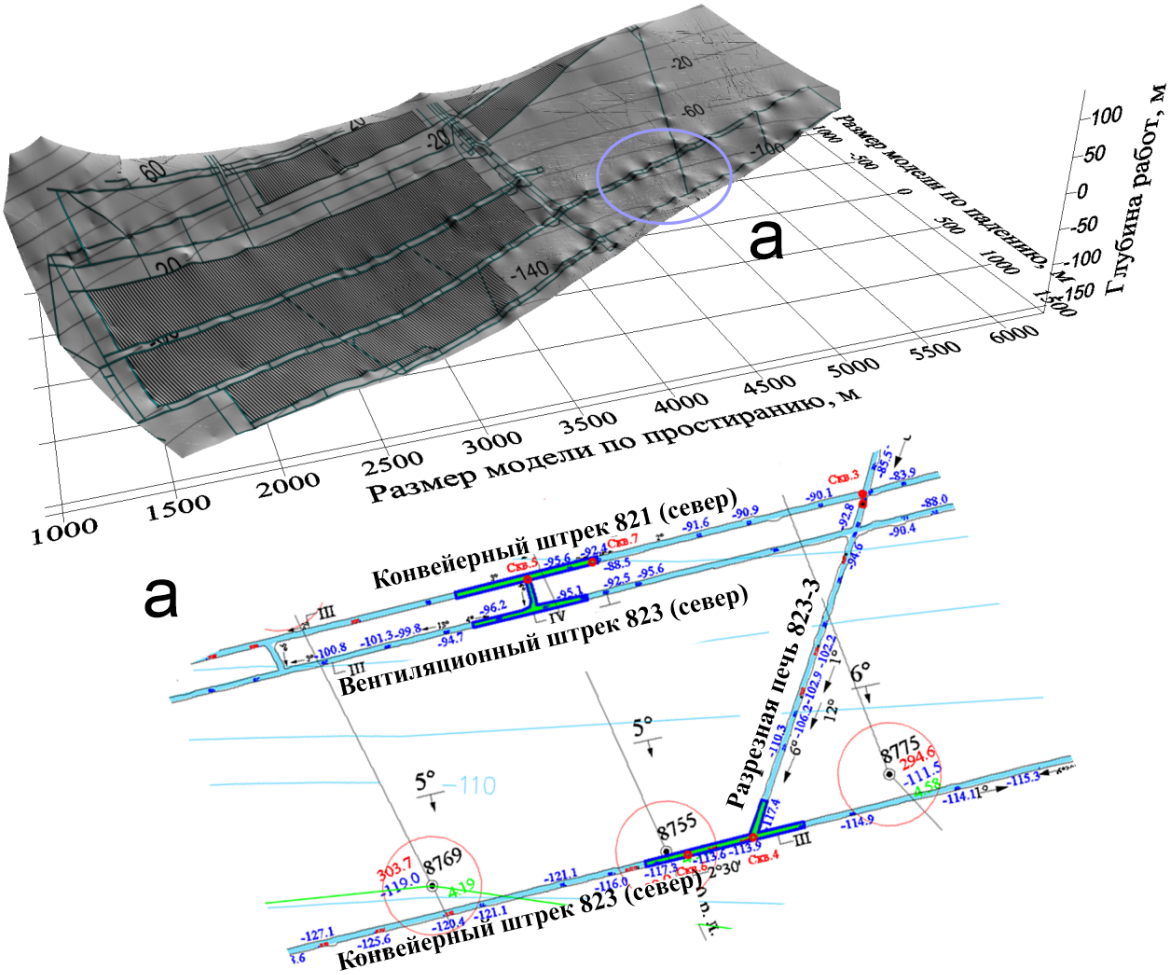
- увеличение геометрических размеров подготавливаемых выемочных столбов (длина оконтуривающих выработок достигает 2000-4000 м, очистных забоев – 350-400 м);

- сокращение сроков формирования выработанных пространств (далее – ВП), при управлении кровлей полным обрушением, что приводит к многопараметрическому взаимодействию в пространстве и времени геомеханических и аэрогазодинамических процессов;

- рост абсолютной газообильности выработок (до 20-25 $м^3$/мин и более в очистной забой и до 100-120 $м^3$/мин и более в ВП);

- увеличение площади поперечного сечения оконтуривающих выемочный столб подземных горных выработок до 20-30 $м^2$ (в перспективе до 40 $м^2$) в целях обеспечения большего расхода воздуха на объектах проветривания.

Также в работе [194] отмечается, что возрастание скорости подвигания очистных забоев привело к появлению ранее не наблюдавшихся особенностей пространственного распределения напряжённо-деформированного состояния углепородного геомассива. В связи с этим процессы обрушения кровли в ВП приобрели более сложный характер и значительно возросла метанообильность высокопроизводительных выемочных участков.



(площадь сечения) S = 20,4 м^2; (высота) h = 4,0 м; (ширина) w = 5,1 м; (длина штреков) L = 2500-2700 м; (длина очистного забоя) $l_{о.з}$ = 240 м

Рисунок 1.1 – Фрагмент плана горных выработок шахты «Листвяжная»

В условиях влияния перечисленных выше осложняющих факторов появляются ограничения по метану на ритмичную и эффективную работу механизированных комплексов. С целью обеспечения надлежащего уровня промышленной безопасности, интенсивной отработки пологих пластов с высокой газоносностью и недопущения возникновения аварийных ситуаций, связанных с загазованием горных выработок и взрывами метановоздушных смесей

(далее – МВС) [1-3, 6] требуется разработка и внедрение эффективных систем управления газовыделением. При этом сами выемочные участки являются сложными горнотехническими системами, показатели работы которых определяют эффективность функционирования угольной шахты в целом. Параметры данных систем подвержены значительным динамическим изменениями, характеризуют их состояние (вмещающий геомассив, рудничная атмосфера и т. п.) и определяют режим работы технологического оборудования [184, 312].

Существенное влияние на проветривание выемочных участков в части недопущения скоплений взрывоопасных газов в участковых выработках оказывают зоны обрушения, формируемые по мере отработки выемочного столба. В их так называемых «куполах» происходит формирование техногенного резервуара метана (газового коллектора), из которого он поступает в действующие выработки, а также может интенсивно вытесняться при посадках консолей кровли (при условии, если основная кровля не подбучена обрушившимися породами непосредственной кровли) [312]. Кроме того, с расширением применения технологических схем многоштрековой подготовки выемочных столбов произошёл рост количества сопряжений оконтуривающих выработок с подготавливающими и, соответственно, числа перемычек, которые в последствии необходимо возвести при изоляции отработанного участка. Образующиеся пространства между перемычками и действующими сквозными горными выработками (тупики) проветриваются за счёт турбулентной диффузии. В них, при недостаточности проветривания и поступлении метана, возможно образование локальных скоплений.

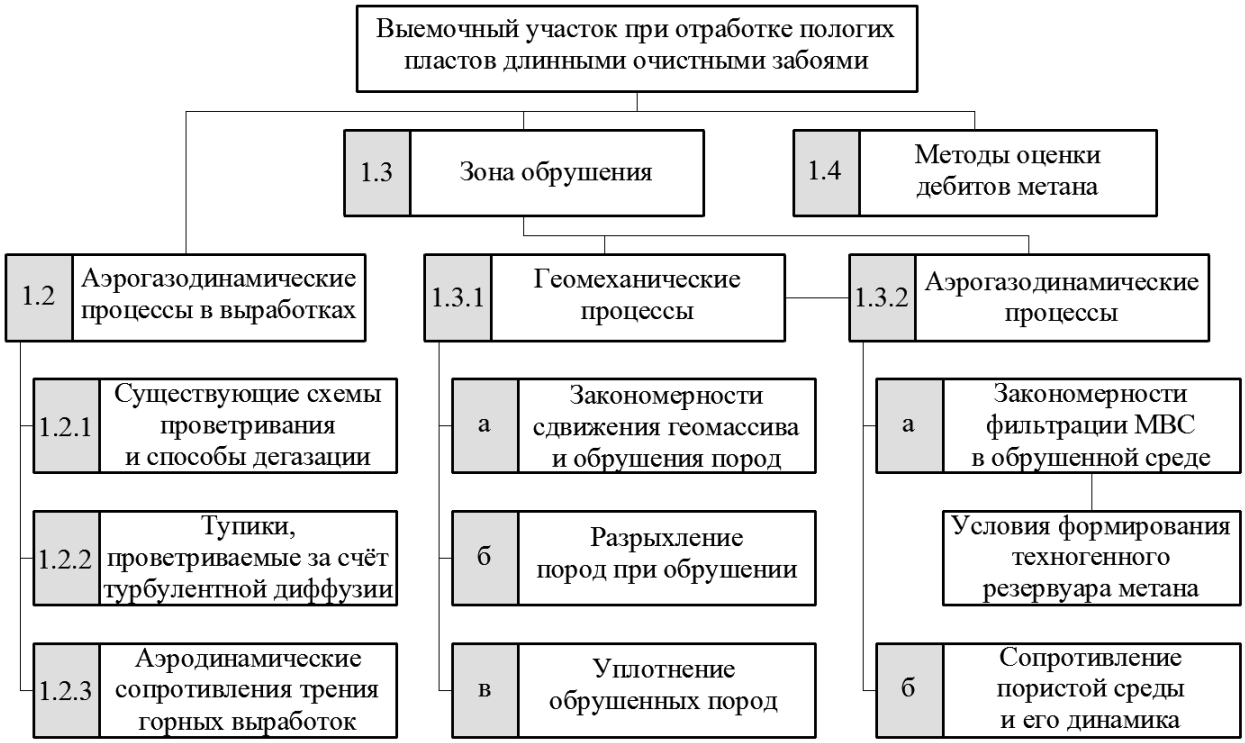
Указанное выше подтверждается рядом крупных техногенных аварий, произошедших на угольных шахтах России: ш. Зыряновская (02.12.1997); ш. Тайжина (10.04.2004); ш. Есаульская (09.02.2005); ш. Ульяновская (19.03.2007); ш. Юбилейная (24.05.2007); ш. Распадская (08.05.2010); ш. Северная (25.02.2016); ш. Листвяжная (25.11.2021). Основными причинами данных аварий стало формирование локальных скоплений метана в выработках

выемочных участков из-за недостаточности проветривания, а также наличие газового коллектора в куполах зон обрушения и вытеснение метана из них в очистной забой при посадках кровли, что происходит при недостаточной эффективности систем управления газовыделением [24-31, 72, 83, 122, 125, 127, 128, 150, 155, 177]. Таким образом, разработка методологии управления газовыделением на выемочных участках при высокоинтенсивной отработке пологих пластов очистными забоями, оборудованных механизированными комплексами, является актуальной научной проблемой.

На рисунке 1.2 приведена структурная схема системного анализа результатов ранее выполненных перспективных исследований, направленных на:

- изучение аэрогазодинамических процессов в оконтуривающих горных выработках выемочных участков;

- изучение комплексного развития геомеханических и аэрогазодинамических процессов, протекающих в зонах обрушения;



Цветом обозначен соответствующий структурный элемент содержания первой главы, где приведены результаты анализа

Рисунок 1.2 – Структурная схема системного анализа результатов ранее выполненных перспективных исследований

- разработку методов оценки дебитов метана с целью определения структуры газового баланса выемочного участка.

Проблемами проветривания горных выработок, проницаемости высокопористых сред, фильтрации МВС и формирования в куполах обрушения газового коллектора занимались такие видные отечественные и зарубежные исследователи, как: А.А. Скочинский, Ф.А. Абрамов, С.С. Андрейко, И.Е. Болбат, В.Н. Воронин, Л.Д. Воронина, А.С. Воронюк, Е.И. Глузберг, Н.Ф. Гращенков, А.Ф.Г. Дарси, В.А. Емельянов, В.Н. Захаров, И.Е. Идельчик, Н.О. Каледина, Т. фон Карман, А.М. Карпов, Н.М. Качурин, В.В. Кашибадзе, Ф.С. Клебанов, С.С. Кобылкин, В.А. Колмаков, В.Б. Комаров, А.Ю. Крайнов, Ю.В. Круглов, А.И. Ксенофонтова, С.С. Кубрин, С.В. Кузнецов, Г.М. Ломизе, О.Н. Малинникова, И.Д. Мащенко, А.Ф. Милетич, М.Д. Миллионщиков, Л.Л. Миньков, П.И. Мустель, А.А. Мясников, И. Никурадзе, М.М. Ольвовский, Л.Д. Павлова, Д.Ю. Палеев, М.А. Петрушев, И.М. Печук, Г.Я. Полевщиков, Л. Прандтль, Л.А. Пучков, О. Рейнольдс, Е.И. Рогов, Г.Г. Стекольщиков, О.В. Тайлаков, Б.Г. Тарасов, А.М. Тимошенко, В.А. Трофимов, К.З. Ушаков, В.Н. Фрянов, В.Н. Щелкачев, G.S. Esterhuizen, C.J. Hall, H.L. Hartman, C.O. Karacan, R. Kharkar, G.E. McElroy, M.J. McPherson, B.R. Pursall, M.O. Rahim, T.X. Ren, A.C. Smith, A.M. Wala, L. Yuan и многие др.

Существенный вклад в изучение геомеханических процессов, протекающих при формировании как зон обрушения, так и в целом зон сдвижения, внесли такие видные отечественные и зарубежные исследователи, как: С.Г. Авершин, И.В. Баклашов, А.А. Борисов, П.В. Егоров, Ж.С. Ержанов, Л.В. Ершов, В.Н. Захаров, Ж.М. Канлыбаева, Б.А. Картозия, Н.М. Качурин, Г.Н. Кузнецов, С.Т. Кузнецов, В.И. Мурашев, Л.Д. Павлова, М.В. Рыльникова, В.Д. Слесарев, Б.Г. Тарасов, В.А. Трофимов, В.Н. Фрянов, Г.Г. Штумпф, О. Якоби, G.S. Esterhuizen, J.M. Galvin, C.O. Karacan, S.W. Kingman, I.S. Lowndes, M.D.G. Salamon, D.N. Whittles и многие др.

1.2 Анализ результатов исследований параметров аэрогазодинамических процессов на выемочных участках

1.2.1 Анализ существующих схем проветривания и способов дегазации при отработке выемочных столбов механизированными комплексами

Масштабные исследования процессов проветривания выемочных участков, очистные забои которых оборудованы механизированными комплексами, проводились в России ещё в 60-70-х гг. прошлого века. Основными их результатами стали схемы проветривания с максимальным использованием подаваемого воздуха, обеспечивающие разжижение вредных примесей до безопасных концентраций при нагрузках на очистные забои до 2-3 тыс. т/сут. Данные схемы широко применяются и в настоящее время, получив некоторое развитие в направлении изолированного отвода МВС из зон обрушения с помощью подземных и поверхностных газоотсасывающих установок (далее – ГОУ) [7, 13, 16, 95, 143, 148, 176, 177, 191, 207, 221, 227, 247, 250, 253, 275, 284].

Схемы с изолированным отводом МВС через зону обрушения разработаны по результатам научных исследований и обобщения практического опыта работы угольных шахт в 1985-2003 гг. [275]. Они позволили увеличить суточную добычу угля на высокогазоносных пластах до уровня 4-8 тыс. т/сут, посредством аэрогазодинамической изоляции зоны обрушения от действующих выработок за счёт управляемого отвода через неё части свежего воздуха, поступающего в очистной забой [7]. При этом концентрация метана на ГОУ и на выходе из смесительных камер должна быть не более 2 %. Она поддерживается за счёт подсвежения. Однако концентрация метана в самой зоне обрушения может достигать взрывоопасных значений. Большая протяжённость газодренажных выработок (до 5 км) и количество перемычек (до нескольких десятков) могут снижать эффективность применения схем проветривания с изолированным отводом МВС из-за большого количества подсосов и высокого аэродинамического сопротивления газодренажной сети [191].

Применяемые в настоящее время типовые схемы проветривания приведены в документах [7, 16], а также в альбомах технологических схем [119, 263].

Характерной особенностью проветривания выемочных участков является включение в их вентиляционную сеть зон обрушения большого объёма. Общая классификация схем проветривания выемочных участков указана в таблице 1.1. Схемы проветривания можно разделить на следующие группы [33, 143, 172, 173, 181, 207, 212, 221, 227, 247, 284]:

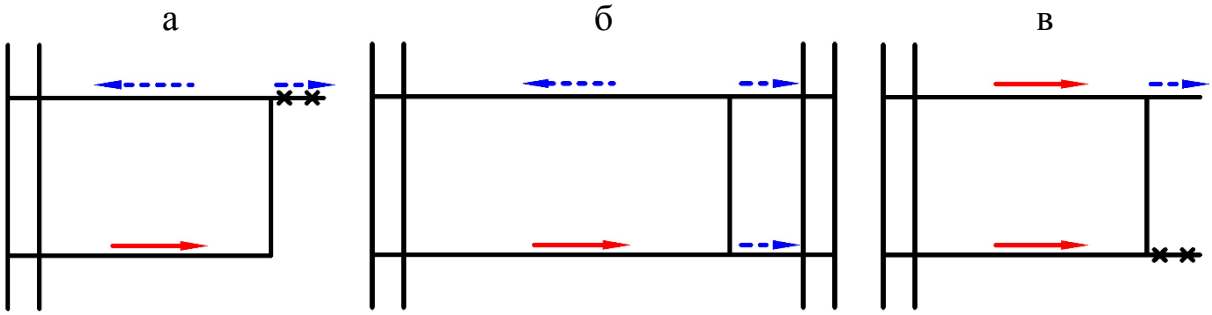
- схемы с последовательным разбавлением метана по источникам его выделения (рисунок 1.3 а). Такие схемы обеспечивают относительно небольшие утечки воздуха через зону обрушения, но при отсутствии изолированного отвода МВС и отработке высокогазоносных пластов может происходить концентрированный вынос метана утечками воздуха из зоны обрушения на верхнее сопряжение очистного забоя с оконтуривающей выработкой. Возникают условия для формирования местных скоплений. В процессе отработки столба значительно изменяется депрессия выемочного участка, а при подаче свежей струи по конвейерной выработке дебит метана из транспортируемой отбитой горной массы и образующаяся пыль поступают в очистной забой;

Таблица 1.1 – Общая классификация схем проветривания выемочных участков угольных шахт [16]

Основное классификационное деление	Классификационный признак	Варианты признака	Условные обозначения
Тип	Степень обособленности разбавления вредностей	Последовательное Частичное Полное	1 2 3
Подтип	Направление выдачи исходящей из очистного забоя струи воздуха	На ВП На массив угля	В М
Класс	Зависимое или независимое проветривание очистных выработок	Комбинированное Независимое Зависимое	К Н З
Подкласс	Направление движения воздуха по очистному забою	Восходящее Нисходящее Горизонтальное	в н г
Вид	Взаимное направление свежей и исходящей струй	Возвратноточное Прямоточное	вт пт

- схемы с раздельным разбавлением метана по источникам его выделения (в т. ч. с поддержанием выработок за очистным забоем) (рисунок 1.3 б).

Подобные схемы обеспечивают обособленное разбавление метана по источникам его выделения (очистной забой, отбитая горная масса, зона обрушения – пласты-спутники, эксплуатационные потери), а также снижение запылённости свежей струи;



а – схемы с последовательным разбавлением метана; б – схемы с раздельным разбавлением метана; в – схемы с подсвежением исходящей струи

Рисунок 1.3 – Принципиальные схемы проветривания выемочных участков

- схемы с подсвежением исходящей струи (рисунок 1.3 в). Воздух поступает по двум выработкам и выходит в вентиляционную выработку, расположенную позади очистного забоя. МВС из зоны обрушения отводится сразу в исходящую струю, но при этом создаются условия для снижения расхода воздуха в очистном забое.

В свою очередь схемы проветривания с изолированным отводом МВС из зоны обрушения подразделяются на три группы (рисунок 1.4) [7, 17]:

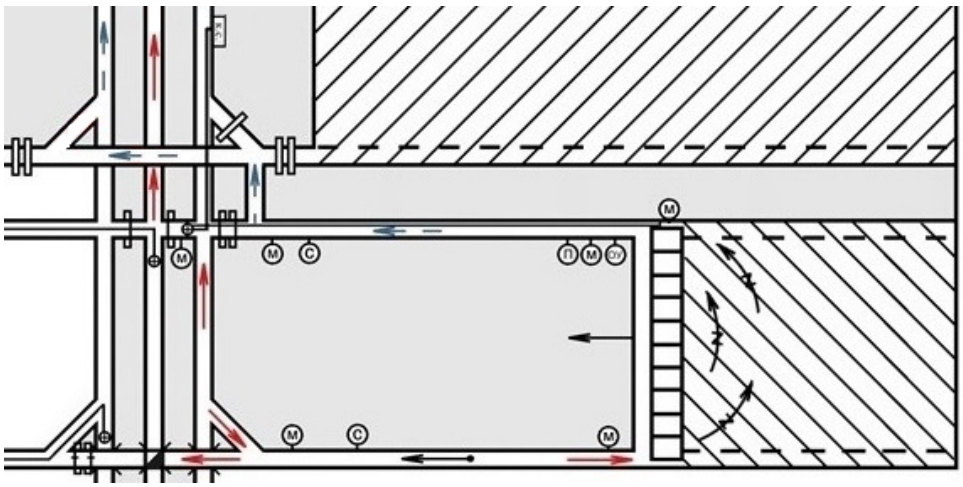
- схемы с отводом МВС по пространству зоны обрушения, примыкающему к очистному забою (рисунок 1.4 а);

- схемы с отводом МВС по ограниченному между очистным забоем и задней сбойкой пространству зоны обрушения (рисунок 1.4 б);

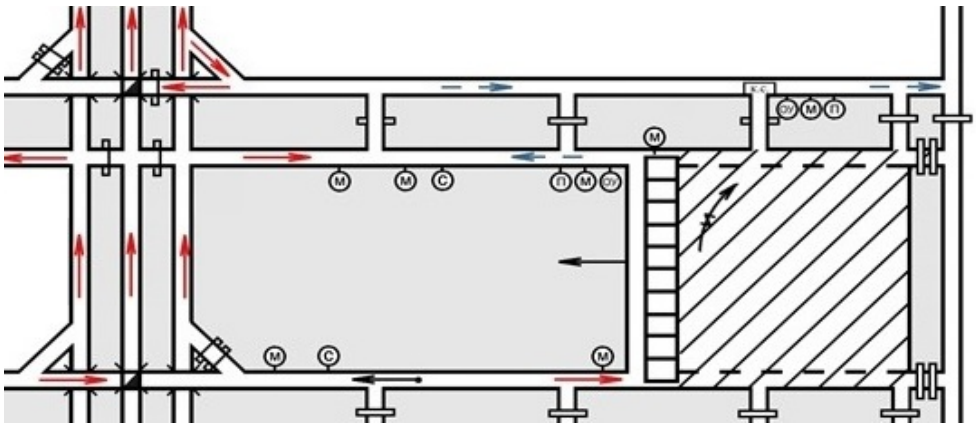
- схемы с отводом МВС по неограниченному пространству зоны обрушения действующего и ранее отработанного участков (рисунок 1.4 в).

Отличие данных схем друг от друга в пределах группы может заключаться в способе отвода МВС (общешахтная депрессия, ГОУ – подземная, поверхностная) и применении газоотсасывающего трубопровода.

а



б



в

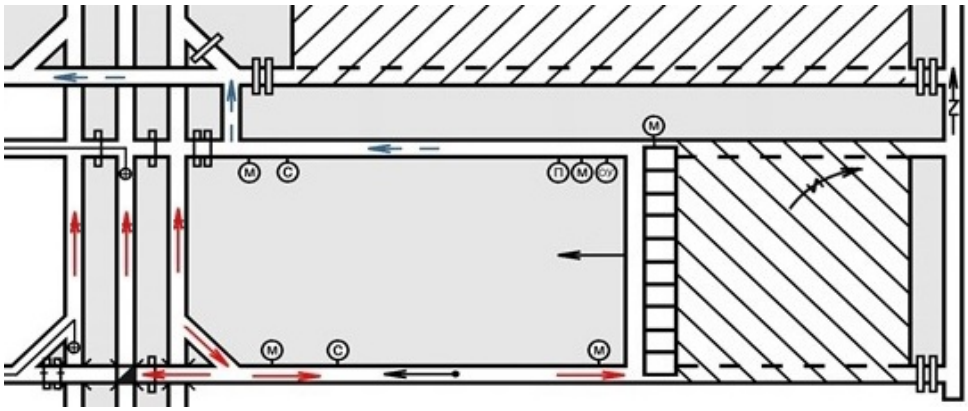


Рисунок 1.4 – Схемы проветривания выемочных участков с различными вариантами изолированного отвода МВС из зоны обрушения [7]

Схемы проветривания с изолированным отводом МВС из зоны обрушения получили наибольшее распространение на угольных шахтах России, но с учётом возможностей вентиляции высокая производительность очистных забоев достижима только при газоносности угольных пластов не более 6-8 м^3/т [191, 287]. При высоких нагрузках на очистной забой эффективность управления газовыделением зачастую зависит от выбора рациональных схем и способов дегазации. Требования к применяемым схемам проветривания

и дегазации регламентируются Федеральными нормами и правилами в области промышленной безопасности [4, 5, 7].

В зарубежной практике подготовка выемочных столбов осуществляется посредством реализации многоштрековой подготовки выемочных столбов (от двух до четырёх выработок с каждой из сторон) [45, 315, 320]. При этом длины подготавливаемых выемочных столбов составляют 1800-4600 м, очистных забоев – 180-460 м. Наиболее эффективной и распространённой является схема управления газовыделением на выемочном участке, представленная на рисунке 1.5. Применяется изолированный отвод МВС с помощью ГОУ по системе аэродинамически активных каналов зоны обрушения и погашаемым выработкам (метан из нижележащих пластов-спутников и потерь угля) и дегазация скважинами, пробуренными с поверхности в зону трещин и разломов (метан из вышележащих пластов-спутников) [320, 338].

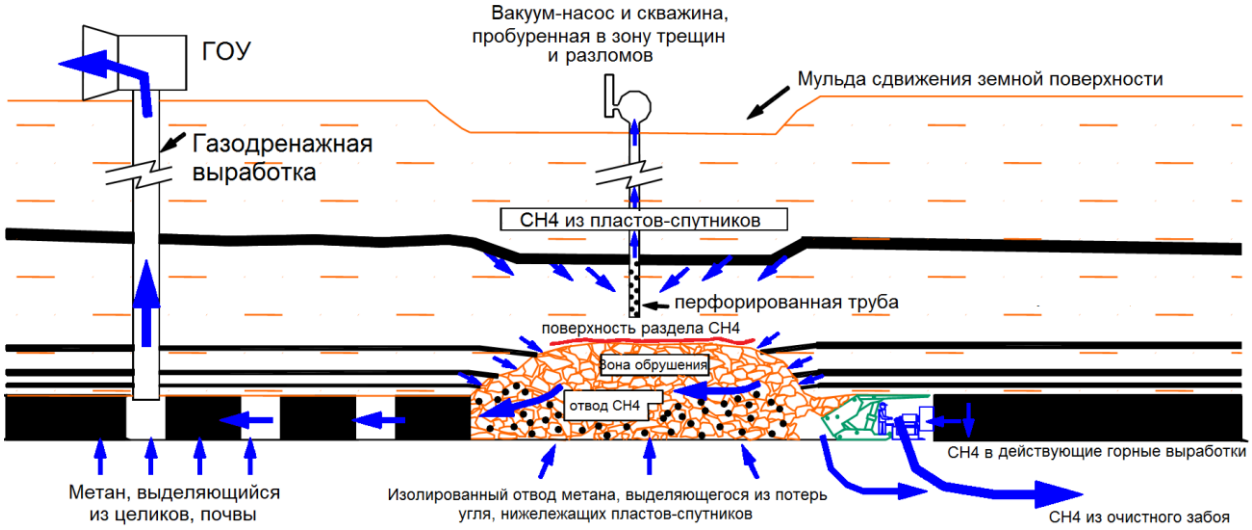


Рисунок 1.5 – Схема управления газовыделением на выемочном участке при высокоинтенсивной отработке пласта [338]

По результатам анализа причин аварий на опасных производственных объектах ведения подземных горных работ (далее – ОПО), связанных с дебитом метана из ВП [25, 28-31,72, 92], в куполах зоны обрушения возможно формирование техногенного резервуара метана (газовый коллектор), из которого он может динамически выдавливаться при посадке консолей основной кровли (при условии, если она не подбучена породами непосредственной кровли).

Кроме того, при отключении ГОУ (в ремонтные смены) на сопряжении очистного забоя с оконтуривающей выработкой, по которой выдаётся исходящая струя, часто отмечаются высокие концентрации метана.

В сложившихся условиях для нивелирования опасных факторов по метану, повышения уровня промышленной безопасности при высокоинтенсивной отработке выемочных столбов на пологих пластах и обеспечения бесперебойной работы очистного забоя целесообразно использовать методологию управления газовыделением на участках, основанную на совместном учёте элементов системы «горные выработки – зона обрушения – дезинтегрированные породы – источники метановыделения» с учётом протекания геомеханических и аэрогазодинамических процессов. Это обусловливает необходимость разработки физической и основанной на ней математической модели процессов обрушения, дезинтегрирования, уплотнения пород, динамики их проницаемости и формирования пустот в зоне обрушения с целью моделирования единого газодинамического комплекса выемочного участка, что позволит [108]:

- выполнять прогноз и текущий контроль направлений и объёмов фильтрационных потоков метановоздушной смеси в высокопроницаемой среде ВП и зоны обрушения в целом;

- выявлять участки зоны обрушения, в которых происходят процессы формирования газового коллектора с большими объёмами метана в различных условиях;

- разрабатывать адаптируемые системы управления газовыделением для обеспечения высокого уровня безопасности и ритмичности ведения очистных работ на выемочном участке;

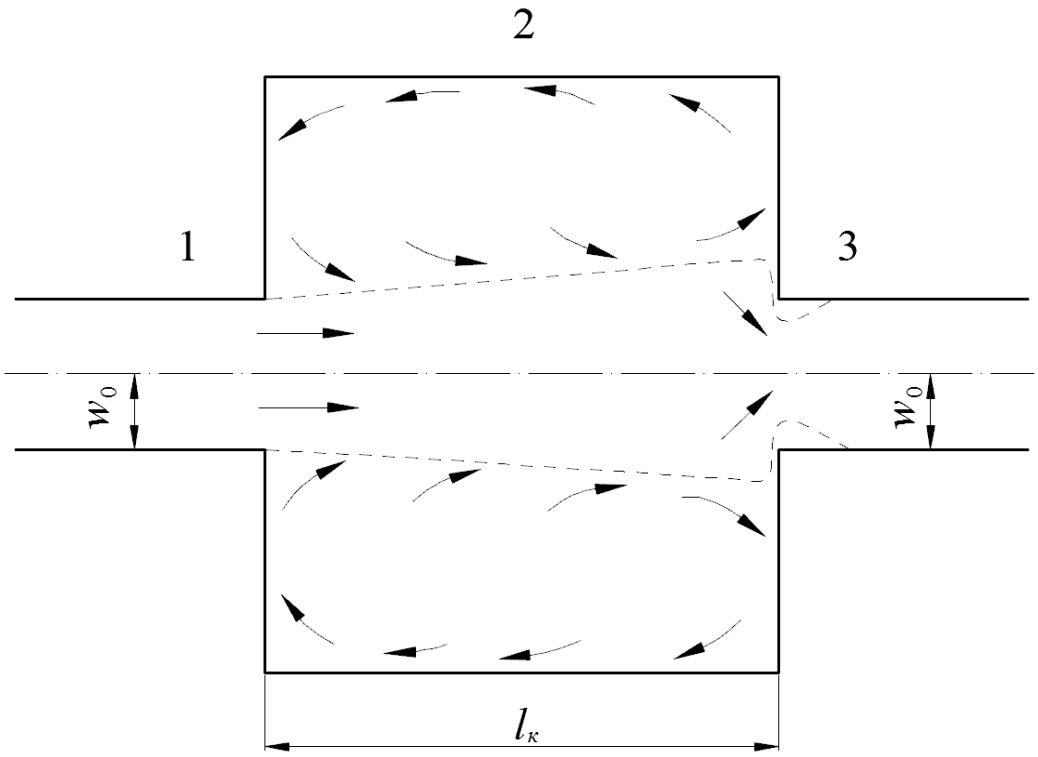
- выполнять анализ направлений развития горных предприятий с целью оптимизации параметров шахтных вентиляционных сетей (далее – ШВС).

1.2.2 Анализ результатов исследований аэрогазодинамических процессов в тупиковых выработках, проветриваемых за счёт турбулентной диффузии

Отечественные экспериментальные исследования в сфере свободных турбулентных струй жидкостей и газов проводились Г.Н. Абрамовичем

в 1930-х гг. [36]. Им сформированы представления и разработан математический аппарат, описывающий движение потоков в ограниченных пространствах. Основные положения его исследований применены А.А. Скочинским, В.Н. Ворониным и А.М. Карповым в 40-50-х годах для изучения в лабораторных условиях процессов проветривания тупиковых выработок и камер, в т. ч. за счёт турбулентной диффузии [102, 116, 311]. В ходе данных исследований выявлена физическая картина аэродинамических процессов, протекающих при проветривании тупиковой выработки за счёт турбулентной диффузии, и установлено [36, 74, 102, 118, 171, 284, 285, 311]:

1. Согласно Г.Н. Абрамовичу при вытекании воздуха из щели в камеру струя потока расширяется и к ней подмешивается окружающий её неподвижный воздух (рисунок 1.6). В конце камеры из струи выделяется ядро постоянной массы, которое сжимаясь попадает в щель. Присоединённые массы воздуха отслаиваются от ядра и после возвратного движения (циркуляция воздушных частиц) вдоль стенок камеры вновь подмешиваются к активной струе.

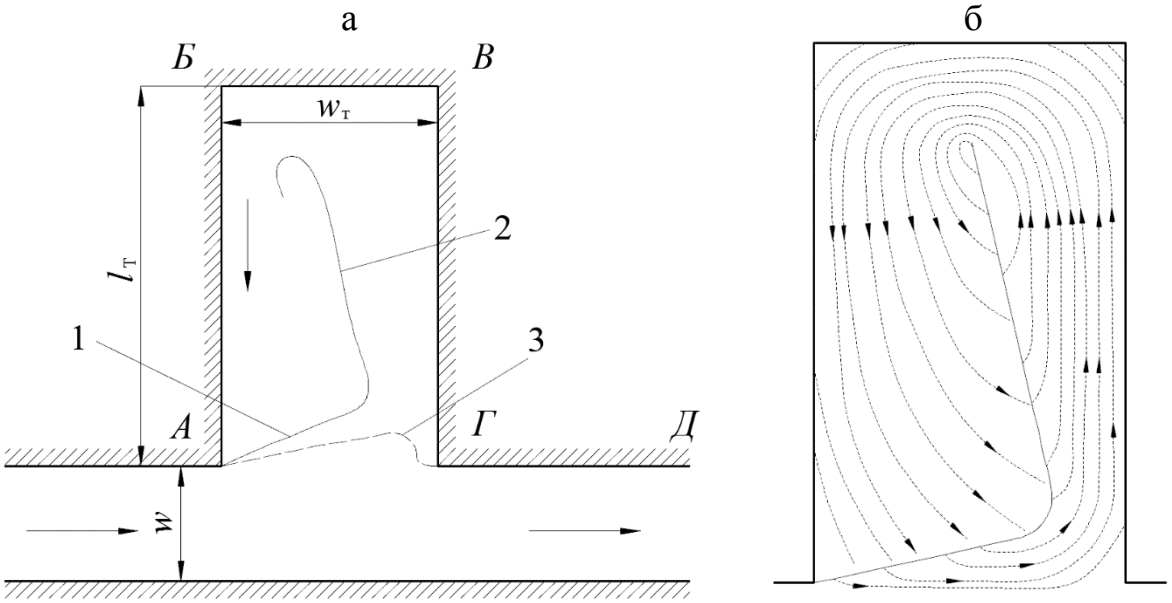


1, 3 – щели, по которым воздух притекает в камеру 2 и утекает из неё;
w_0 – полуширина щели; $l_к$ – длина камеры

Рисунок 1.6 – Схема проветривания камеры свободной струёй [36, 284, 285]

2. Согласно В.Н. Воронину движение в камерообразных горных выработках подчиняется законам свободных турбулентных потоков, которые образуются при проходе ограниченного потока воздуха мимо тупиков и его срыве с твёрдых границ (рисунок 1.7). Вредные газы проникают в свободную струю воздуха за счёт движения вихревых масс (турбулентная диффузия).

3. А.М. Карпов в зависимости от расположения тупика по отношению к сквозной выработке получил различные по величине устойчивые завихрённые зоны: прямые (3-5$w_т$), боковые (3-4$w_т$), обратные (2-3$w_т$), где $w_т$ – ширина тупиковой выработки.



а – основные элементы потока при проветривании камеры;
б – штриховой рисунок потока в камере;
1, 2 – границы первичной и вторичной свободной струи; 3 – граница ядра постоянной массы первичной струи; w – ширина сквозной выработки; $w_т$, $l_т$ – ширина и длина проветриваемой тупиковой выработки

Рисунок 1.7 – Проветривание тупика за счёт турбулентной диффузии [74]

4. Выработка *АБВГ* проветривается плоской струёй, образование которой происходит в точке *А* (рисунок 1.7 а). Свободная струя заканчивается в точке *Г*. Углом выработки *ВГД* присоединённые массы воздуха отсекаются и направляются в проветриваемую выработку, образуя в ней вторичную свободную струю (рисунок 1.7 б).

5. Для эффективного проветривания камеры и выноса метана из неё за счёт турбулентной диффузии необходима определённая скорость движения потока воздуха в ядре постоянной массы.

Результаты данных исследований применены в Правилах безопасности в угольных и сланцевых шахтах, утверждённых Комитетом Госгортехнадзора СССР 26.03.1958, согласно которым:

- глухие выработки газовых шахт запрещается проветривать за счёт диффузии. В негазовых шахтах допускается проветривание диффузией тупиков длиной до 10 м;

- все машинные и трансформаторные камеры в шахтах газовых или опасных по пыли должны проветриваться свежей струёй воздуха. При этом камеры глубиной до 6 м допускается проветривать диффузией при ширине входа в неё не менее 1,5 м и закрытого решётчатой дверью.

Как видно из данных положений, на газовых шахтах было разрешено проветривание только камер в околоствольном дворе с большими расходами воздуха. В современных же Федеральных нормах и правилах в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах» [5] за счёт диффузии разрешено проветривать тупиковые горные выработки длиной до 6 м, но при условии, что горные работы в них не ведутся. Какие-либо требования к скорости потока воздуха в сквозной выработке и к геометрическим размерам тупиковых выработок отсутствуют. В связи с этим требуются дополнительные исследования в части изучения особенностей проветривания тупиков, оставляемых в подземных горных выработках при возведении перемычек для изоляции участков с отработанными выемочными столбами и проветриваемых за счёт турбулентной диффузии с учётом современных горнотехнических условий.

1.2.3 Анализ результатов исследований аэродинамических сопротивлений трения горных выработок

Для целей моделирования воздухораспределения в ШВС и решения задач, связанных с проектированием эффективных систем управления газовыделением, необходимы данные по значениям аэродинамических сопротивлений оконтуривающих выемочный столб горных выработок. При этом целесообразно рассмотрение потерь давления на трение, так как они составляют 70-90 % от общей суммы потерь.

При движении воздуха по выработке депрессия $h_д$, Па, необходимая для преодоления аэродинамического сопротивления трения, определяется по общеизвестным формулам [33, 74, 82, 117, 118, 143, 146, 161, 169, 171, 173, 180, 208, 225, 251, 270, 285, 315, 320, 325, 329]

$$h_д = \lambda \frac{L}{D_г} \frac{\rho u^2}{2} = \frac{\lambda}{4} \frac{\rho}{2} \frac{LP}{S} u^2 = \beta \frac{\rho}{2} \frac{LP}{S} u^2 = \tau \frac{LP}{S} = \alpha \frac{LP}{S} u^2 = \alpha \frac{LP}{S^3} Q^2, \quad (1.1)$$

где λ, β, α – коэффициенты аэродинамического сопротивления трения (далее также – коэффициенты λ, доли ед., β, доли ед., α, Н·с^2/м^4). Коэффициент λ так же называют гидравлическим;

$L, D_г$ – длина и гидравлический диаметр горной выработки, м;

ρ – плотность воздуха, кг/м^3;

u – средняя скорость движения потока, м/с;

P, S – периметр и площадь поперечного сечения, м и м^2;

τ – сила сопротивления трения, приходящаяся на единицу площади поверхности выработки, Па;

Q – расход воздуха в выработке, м^3/с.

Из формулы (1.1) видно, что параметрами, характеризующими сопротивление трения, являются коэффициенты α, β и λ, которые связаны между собой простыми соотношениями и учитывают степень шероховатости поверх-

ности выработки за счёт пропорциональности между сдвиговыми напряжениями на стенках и силами инерции в потоке. В отечественной практике горного дела наибольшее распространение получило применение коэффициента α.

Основная масса отечественных исследований аэродинамических сопротивлений трения выработок выполнена под руководством А.А. Скочинского в 1930-1950 гг. (В.Н. Воронин, Л.Д. Воронина, В.В. Кашибадзе, В.Б. Комаров, А.И. Ксенофонтова, М.М. Ольвовский и др.). Исследования проводились на физических моделях выработок, продуваемых потоком воздуха (аэродинамическая труба с имитацией крепи), в экспериментальной штольне МакНИИ, а также с помощью непосредственных замеров в горных выработках (изучались прямолинейные участки с одинаковой площадью поперечного сечения, чистые, с исправной и равномерно установленной крепью). Коэффициент α, Н·с^2/м^4, оценивался для широкого спектра условий шахт того периода времени [74, 105, 117, 118, 193, 225, 270, 284]:

- площадь поперечного сечения – до 10 м^2;

- форма сечения: круглая, прямоугольная;

- способы крепления: полные и неполные крепёжные рамы (дверные оклады) из дерева, из металлических двутавровых балок (в т. ч. с замазкой углубления с каждой из сторон, с облицовкой кровли и стенок и без неё), из железобетонных стоек с перекладами из металлических двутавровых балок, а также незакреплённые выработки (условия рудников);

- выработки, оборудованные ленточными и скребковыми конвейерами.

В ходе многочисленных отечественных и зарубежных исследований установлено [7, 16, 32, 43, 74, 117, 118, 143, 144, 164, 166, 167, 169, 171, 173, 180, 193, 251, 270, 284, 285, 315, 318, 320, 329]:

1. Величина коэффициента α зависит от:

- площади поперечного сечения S, м^2;

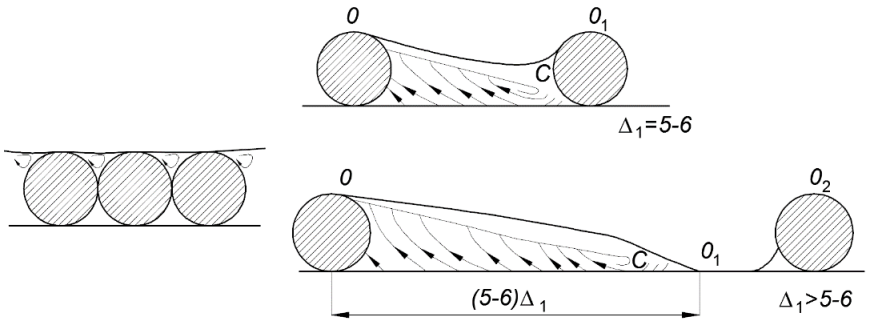
- характера и степени шероховатости периферии выработки, которые определяются формой элементов крепи, их диаметром $d_{кр}$, м (поперечный размер элементов, если элемент некруглой формы) и расстоянием между осями

соседних элементов крепи $l_{кр}$, м. На незакреплённых участках решающее значение имеет технология проведения выработки;

- физических параметров флюида и потока: плотность среды ρ, кг/м^3; динамическая вязкость газовой смеси μ, Па·с; число Рейнольдса Re.

2. При увеличении S значение коэффициента α уменьшается вследствие снижения относительной шероховатости поверхности выработки ($\varepsilon_{ш} = k_{в}/D_{г}$, где $k_{в}$ – высота выступов шероховатости или её эквивалент, м).

3. При увеличении продольного калибра крепи до $\Delta_1 = l_{кр}/d_{кр}$ = 5-6, величина коэффициента α возрастает, затем при $\Delta_1 > 5\text{-}6$ уменьшается. Это явление связано с диссипацией энергии потока при его расширении и поджатии у элементов крепи, формировании вихревых застойных зон в пространстве между рамами (рисунок 1.8). При сплошном расположении элементов крепи объём таких зон минимальный. Облицовка кровли и стенок выработки, замазка углублений в двутавровых балках снижает величину коэффициента α.



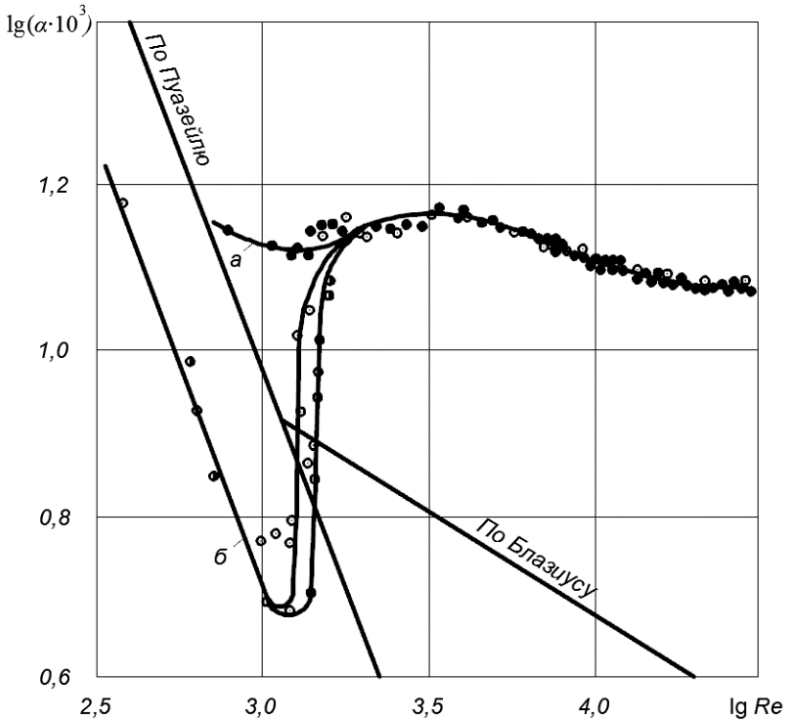
линия OC – граница свободной струи;
линия OO_1 (OO_1O_2) – граница струи постоянной массы

Рисунок 1.8 – Схема струи между рамами крепи [74, 270, 284, 285]

4. При числах Re меньших lgRe = 3,17-3,37 величина коэффициента α изменяется по линейной зависимости (закон Гагена – Пуазейля), не зависит от относительной шероховатости стенок $\varepsilon_{ш}$, т. е. $\alpha = f(Re)$, т. к. ламинарный слой покрывает выступы шероховатости, и определяется согласно закону Гагена – Пуазейля по формулам (рисунки 1.9 и 1.10)

$$\alpha = \frac{8\rho}{Re};\ \ \beta = \frac{16}{Re};\ \lambda = \frac{64}{Re}. \qquad (1.2)$$

В переходном режиме при числах *Re* равных lg*Re* = 3,37-5,0 коэффициент α является функцией двух параметров $f(Re, \varepsilon_ш)$. В этом случае обтекание выступов начинает происходить с отрывом струи. С чисел *Re* равных lg*Re* = 5,0 и выше величина коэффициента α становится автомодельной и независящей от *Re* величиной, т. к. в этом случае вязкие силы незначительны по сравнению с силами инерции, т. е. $\alpha = f(\varepsilon_ш)$.



а – к закреплённому участку подходит возмущённый поток из участка без крепи; б – невозмущённый поток

Рисунок 1.9 – График изменения коэффициента α штрекообразных выработок в зависимости от числа *Re* (по опытам П.И. Мустеля) [270]

При lg*Re* ≥ 3,6 диаграмма, приведённая на рисунке 1.10, хорошо аппроксимируется формулой Колбрука – Уайта (1.3), а также приближённой формулой, предложенной А.Д. Альтшулем (1.4):

$$\lambda = \frac{1}{\left[2\,lg\left(\frac{2{,}51}{Re\sqrt{\lambda}} + \frac{\varepsilon_ш}{3{,}7}\right)\right]^2}, \tag{1.3}$$

$$\lambda = 0{,}11\left(\varepsilon_ш + \frac{68}{Re}\right)^{0{,}25}. \tag{1.4}$$

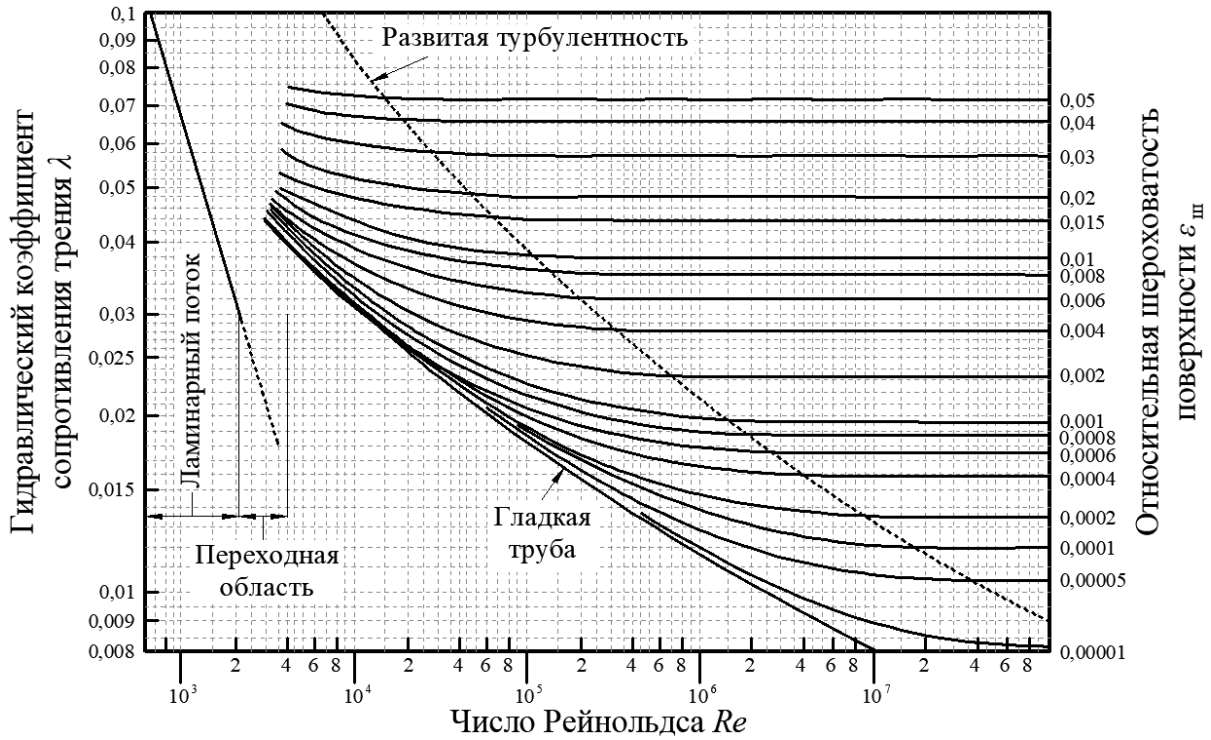


Рисунок 1.10 – Диаграмма зависимости коэффициента λ от числа Re и относительной шероховатости для труб круглого сечения, полученная по результатам обработки данных исследований И. Никурадзе [320, 325]

5. Относительная шероховатость выработки изменяется с течением времени за счёт процессов конвергенции (уменьшение площади поперечного сечения S, м^2, и искажения контура выработки), смещения крепёжных рам с влиянием на величину продольного калибра, загромождения выработки. Помимо этого, в реальных условиях, в отличие от лабораторных, существует отклонение сечения почти каждой рамы от среднего его значения и невыдержанность расстояния между центрами рам. Средние значения коэффициента аэродинамического старения выработки $C_\alpha = \alpha_ф/\alpha_р$, где $\alpha_ф$, $\alpha_р$ – соответственно, замеренный (фактический) и расчётный коэффициенты α, равны 1,38 – для выработок, закреплённых металлической крепью, и 1,26 – деревянной крепью, а также крепёжными рамами из железобетонных круглых стоек с перекладинами из металлических двутавровых балок (по данным ДонУГИ 1950-80 гг.). По результатам воздушно-депрессионных съёмок (далее – ВДС), выполненных службой депрессионных съёмок филиала ФГУП «ВГСЧ» «Новокузнецкий ВГСО» в период 1990-2010 гг., для современных видов крепей данный коэффициент составляет 1,15.

6. Относительная шероховатость поверхности определяет положение максимальной скорости ядра потока в выработке. Оно не совпадает с осевой скоростью потока и имеет эксцентриситет в сторону менее шероховатой стенки. Отношение средней скорости к максимальному значению для гладкого канала при ламинарном режиме равно 0,5, а при турбулентном – 0,75-0,81.

7. По данным В.Н. Воронина величина коэффициента $\alpha \cdot 10^{-3}$, Н·с^2/м^4, для выработок находится в пределах от 3-4 до 50-60. В [143, 284] указывается, что в очистных забоях, оборудованных механизированным комплексами, он составляет 45-120 (согласно [315, 320] – 37-75). Значения коэффициентов α для различных способов крепления выработок приведены в источниках [7, 16, 32, 74, 117, 118, 143, 169, 173, 180, 270, 284, 315, 320, 329]. Анкерное крепление в угольных шахтах приравнено к условиям незакреплённых выработок, вместе с тем отсутствует ранжирование коэффициента α в зависимости от размеров сечения. В [118, 173] приведены коэффициенты α для рамной металлической (арочной) крепи (профили СВП-17 и СВП-27) с шагом установки элементов 0,5 и 1,0 м, при этом диапазон сечений составляет 5,98-16,02 м^2.

8. Все величины коэффициента α приводятся к стандартным условиям для выработок (плотность рудничного воздуха ρ = 1,2 кг/м^3, давление 760 мм рт. ст., температура +20 °С, влажность 60 %) и для практических расчётов принимаются постоянными независимо от расхода воздуха в ШВС. Для пересчёта на плотность воздуха в потоке используется формула

$$\alpha_{\rho_1} = \alpha_{\rho_2} \cdot \frac{\rho_1}{\rho_2}, \qquad (1.5)$$

где α_{ρ_1} – величина коэффициента трения при ρ_1, Н·с^2/м^4;

α_{ρ_2} – величина коэффициента трения при ρ_2 = 1,2 кг/м^3, Н·с^2/м^4.

На практике же, при использовании коэффициента α для расчёта сопротивлений выработок для схожих глубин и климатических условий, процедура корректировки плотности воздуха обычно игнорируется.

9. В.Н. Воронин, применив теорию свободных струй к потоку в промежутках между элементами крепи, предложил для оценки коэффициента α, Н·с^2/м^4, полуэмпирическую зависимость

$$\alpha \cdot 10^3 = \frac{k_с}{[A + b \lg \varepsilon_ш]^2}, \qquad (1.6)$$

где $k_с$ – некоторый коэффициент;

A, b – эмпирические константы, подлежащие экспериментальному определению для каждого способа крепления;

$\varepsilon_ш$ – относительная шероховатость выработки.

Значения величин $k_с$, A, b и $\varepsilon_ш$ для определения коэффициента α выработок, закреплённых различными видами крепи, приведены в источниках [32, 74, 117, 118, 173, 270]. Область применения этих значений не учитывает современные виды крепей, площади поперечных сечений, а также технологию проведения выработок на угольных шахтах. Для рамной металлической (арочной) крепи адаптированы следующие значения: $k_с$ = 1,08; A = 0,175; b = 0,060;

$$\varepsilon_ш = \frac{\Delta_2}{\Delta' m_1' m_2};\ \Delta' = \frac{5}{\Delta_1};\ m_1' = 1 + 0{,}12\Delta' - \sqrt{0{,}24\Delta'};$$

$$\Delta_2 = \frac{0{,}48\sqrt{S}}{d_{кр}};\ m_2 = \frac{P_{кр}}{P} = \frac{P_{кр}}{4{,}16\sqrt{S}};\ \Delta_1 = \frac{l_{кр}}{d_{кр}},$$

где P, $P_{кр}$ – периметр всей горной выработки и её закреплённой части, соответственно, м. Рассчитанные значения коэффициентов α по данной формуле приведены в [32, 117, 118, 173].

10. Л.Д. Воронина предложила параболическую формулу закона аэродинамического сопротивления шероховатых выработок при Δ_1 = 5-6 (область применения – деревянные полные и неполные крепёжные рамы при площади поперечного сечения S = 2-8 м^2)

$$\alpha = \sqrt{A + B\frac{l_{кр}}{\sqrt{S}}}, \quad (1.7)$$

где A, B – константы, зависящие от шероховатости почвы и типа крепи;

$l_{кр}$ – расстояние между окладами, м;

S – площадь поперечного сечения выработки в свету, м^2.

11. Коэффициент $\alpha_{конв}$, Н·с^2/м^4, выработок, оборудованных ленточными конвейерами, оценивается по формуле

$$\alpha_{конв} = \alpha \cdot \frac{S^3}{(S - S_{конв})^3}, \quad (1.8)$$

где α – коэффициент аэродинамического сопротивления трения выработки без конвейера, Н·с^2/м^4;

$S_{конв}$ – часть сечения выработки, занимаемой конвейером, м^2.

По результатам анализа установлено, что ранее полученные значения коэффициентов α и зависимости для их расчёта не учитывают современные способы крепления, площади поперечного сечения, а также технологию проведения горных выработок. В настоящее время на угольных шахтах элементы шероховатости горных выработок носят технологический характер. Это связано с повсеместным применением комбайнового способа проведения выработок, а также современной технологии их крепления (широкое распространение получили анкерный и рамный металлический (арочный) способы).

Стоит также отметить, что с переходом горных работ на нижние горизонты возрастает горное давление, особенно в зонах влияния очистных работ, что приводит к постепенному исчерпанию возможностей анкерной крепи. В данных условиях перспективным направлением, с точки зрения безаварийного поддержания горных выработок (в том числе в условиях больших смещений контура выработки – конвергенции), является увеличение доли использования рамной металлической (арочной) крепи. Кроме того, как указано выше,

существует объективная тенденция к увеличению площади поперечного сечения горных выработок. Таким образом, необходимы исследования, направленные на получение значений коэффициентов α для выработок, закреплённых анкерной и рамной металлической (арочной) крепью больших поперечных сечений (свыше 16 м^2).

1.3 Анализ результатов исследований закономерностей комплексного развития геомеханических и аэрогазодинамических процессов в зонах обрушения выемочных участков

1.3.1 Анализ результатов исследований геомеханических процессов в зонах обрушения

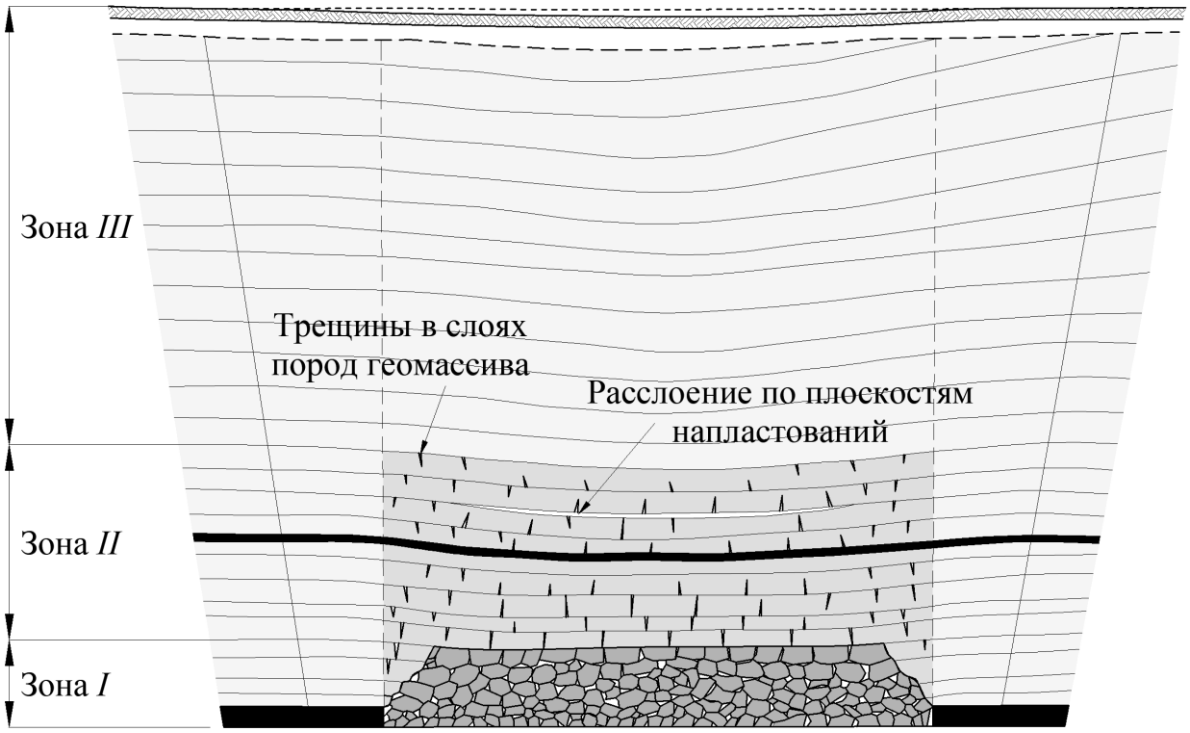
а) Закономерности сдвижения геомассива и обрушения пород

Наиболее распространённым способом управления кровлей при подземной разработке угольных месторождений является полное обрушение. Различными исследованиями установлено, что процесс сдвижения геомассива при отработке пологих пластов очистными забоями, оборудованными механизированными комплексами, и формирования в зоне обрушения блочной структуры подработанных пакетов плит, характеризуется следующими закономерностями и особенностями:

1. После прохождения очистного забоя образуется пустота, называемая ВП, в которую под влиянием гравитационных сил обрушаются подработанные породы кровли [57-59]. Создаётся область дезинтегрированных пород, которая включает в себя собственно ВП угольного пласта и свод обрушения разрыхленных пород, в совокупности называемой зоной обрушения.

2. В целом в подработанной толще в направлении вверх от ВП образуется до трёх зон, характеризующихся разной степенью нарушенности геомассива (рисунок 1.11) [37, 39, 54, 62, 65, 76, 134, 138, 139, 179, 187, 246, 258, 265, 267, 279, 300-302, 306, 309, 334, 340]: зона обрушения (Зона *I*), зона трещин и разломов (Зона *II*), зона прогиба без разрывов (Зона *III*). При этом слои пород выше зоны обрушения над границами ВП принимают изогнутое положение,

а над средней частью ВП занимают положение, параллельное первоначальному. В Зоне *III* смещение горных пород происходит без разрыва сплошности, трещины и расслоения изолированы друг от друга и от зоны обрушения.



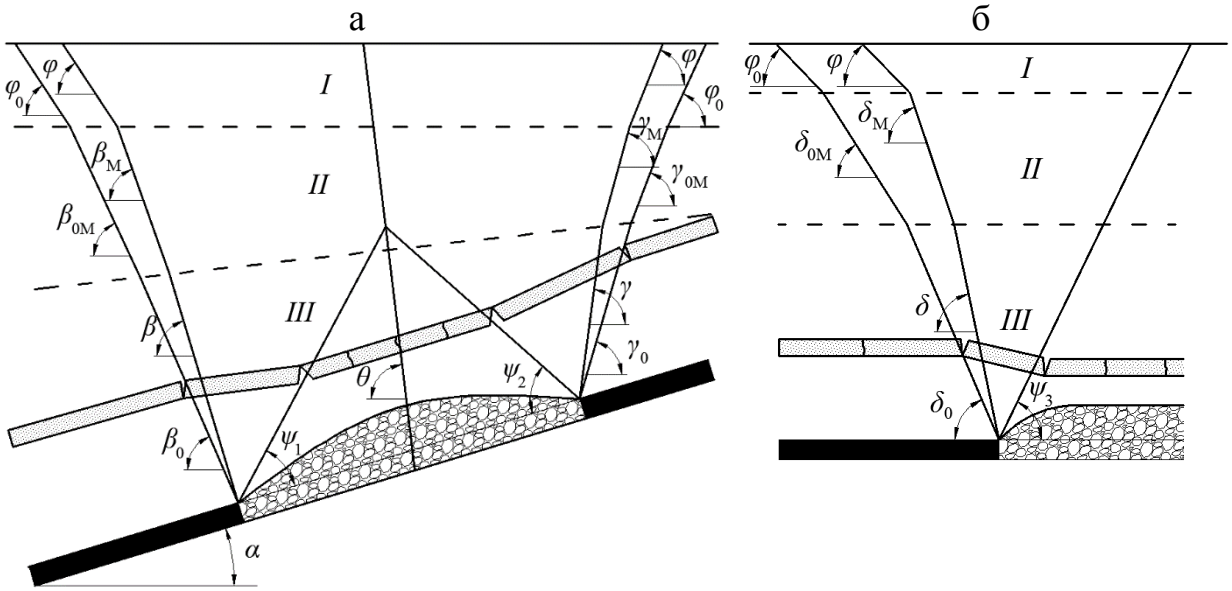
Зона *I* – зона обрушения; Зона *II* – зона трещин и разломов;
Зона *III* – зона прогиба без разрывов

Рисунок 1.11 – Схема образования зон сдвижения в геомассиве при его подработке [39, 267]

3. По результатам исследований, выполненных ВНИМИ, установлено, что сдвижение горных пород происходит в пределах угловых параметров. Контуры мульды сдвижения на поверхности связываются с границами очистных работ внешними граничными углами β_0 (по падению), γ_0 (по восстанию) и δ_0 (по простиранию). Над ВП фиксируют внутренние углы полных сдвижений ψ_1, ψ_2, ψ_3 и угол максимальных оседаний θ на дневной поверхности (рисунок 1.12) [14, 57-60, 65, 133, 199, 216, 220, 246, 249, 265, 300, 302]. Выделяют также углы сдвижения δ, β и γ, характеризующие зоны опасных деформаций.

4. В работах [65, 76, 178, 179, 246, 277, 278] указывается, что зона сдвижения имеет вид эллипсоида с изменяющимися во времени осями по мере отработки выемочного столба (рисунок 1.13), т. е. кривых замкнутых линий равных сдвижений. Величины полуосей, характеризующих полуэллипсы в под-

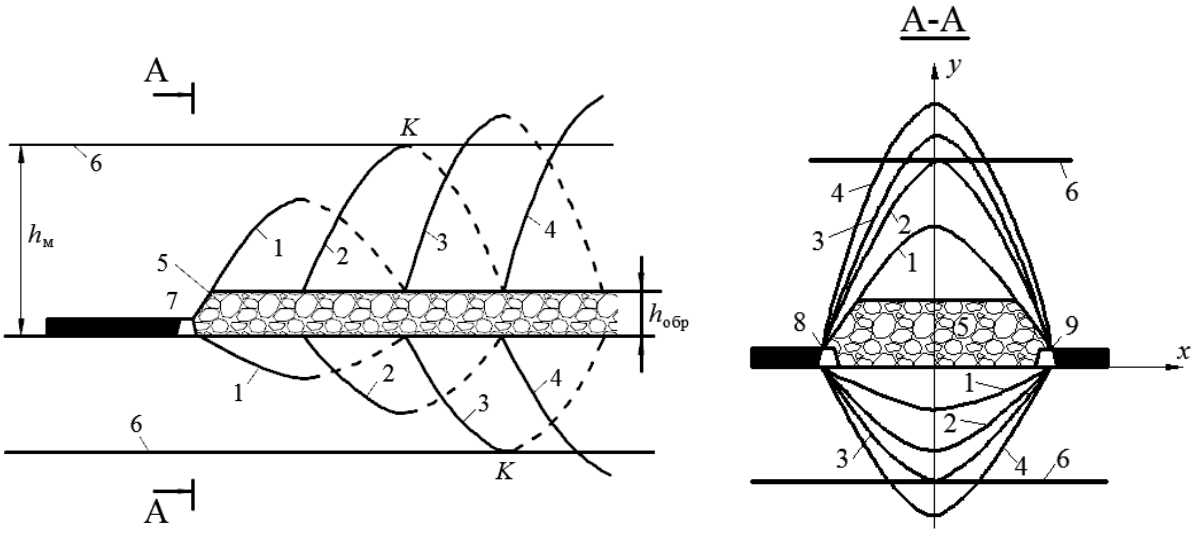
и надработанном массиве, определяются с учётом: размеров очистной выработки, угла падения и вынимаемой мощности пласта, глубины разработки, способа управления горным давлением, литологического строения, механических и деформационных свойств горных пород. В [65] приведены результаты численного моделирования методом конечных элементов (далее – МКЭ) запредельного состояния углевмещающего геомассива, форма которого отлична от предыдущих исследований.



а, б – разрезы вкрест простирания и по простиранию, соответственно;
I – наносы; *II* – мезозойские отложения на месторождениях палеозойского возраста; *III* – наносы; β_0, γ_0, δ_0, φ_0 – внешние граничные углы сдвижения;
β, γ, δ, φ – углы сдвижения, характеризующие зоны опасных деформаций;
ψ_1, ψ_2, ψ_3 – внутренние углы полных сдвижений;
θ – угол максимального оседания

Рисунок 1.12 – Углы сдвижений пород при подработке

5. Общая продолжительность процесса сдвижения геомассива и периода опасных деформаций подработанных пород зависит от таких основных горно-геологических и горнотехнических факторов как: глубина ведения горных работ; система разработки; вынимаемая мощность и угол падения пласта; физико-механические свойства пород, слагающих кровлю разрабатываемого пласта; скорость подвигания и ритмичность работы очистного забоя, оборудованного механизированным комплексом.

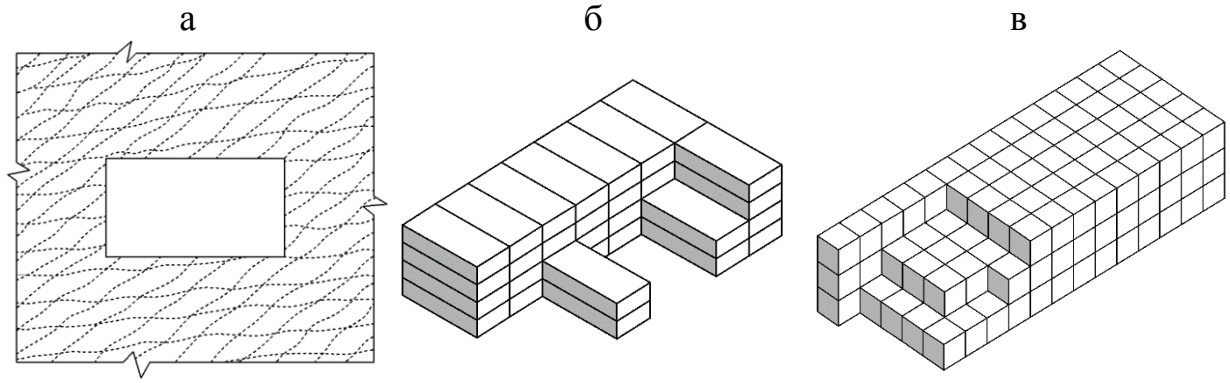


1, 2, 3, 4 – эллипсоиды сдвижения; 5 – зона обрушения; 6 – пласт-спутник; 7 – очистной забой; 8, 9 – оконтуривающие штреки; *K* – точка касания эллипсоидом зоны сдвижения пласта-спутника; $h_{обр}$ – высота зоны обрушения, м; $h_м$ – мощность междупластья, м

Рисунок 1.13 – Схема образования области сдвижения под- и надработанной толщи пород в режиме установившегося движения забоя [179]

6. Геомассив является дискретной, неоднородной и анизотропной средой, причём слагающие его породы в основном являются хрупко-разрушающимся материалом [42, 49]. Существенной структурно-механической особенностью геомассива является наличие структурных ослаблений, таких как контакты между слоями осадочных пород, слоистость, трещиноватость и др. [46-49, 51, 57, 59, 60, 62, 68, 69, 71, 77, 133, 162, 163, 205, 206, 235, 246, 256, 265, 292]. Трещиноватость оказывает существенное влияние на характер деформирования и обрушения пород в ВП.

Системы трещин природного происхождения имеют различное направление и пересекаясь, придают геомассиву строение со слабыми связями между жёсткими и прочными структурными породными блоками, размер которых составляет 0,1-100 м (рисунок 1.14). В зонах влияния горных работ происходит деформирование пород, сопровождаемое развитием многочисленных макро- и микротрещин. Интенсивность трещиноватости характеризуется отношением $H_{гм}/b_{бл}$, где $H_{гм}$ – характерный размер исследуемой части геомассива, $b_{бл}$ – средний размер структурных блоков. ВНИМИ разработана классификация геомассивов в зависимости от степени трещиноватости (таблица 1.2).



а – системный вид трещиноватости; б, в – форма отдельностей в виде параллелепипедов и кубов, соответственно

Рисунок 1.14 – Характерная трещиноватость и блочность горных пород для месторождений осадочного генезиса [46, 47, 265]

Таблица 1.2 – Классификация геомассивов в зависимости от степени трещиноватости [46, 49, 133]

Степень трещиноватости геомассива	Средней размер отдельностей, м	Характеристика прочности геомассива	Коэффициент структурного ослабления $K_{с.о}$
Практически монолитный	более 1,5	Весьма прочный	0,9
Малотрещиноватый	1,0-1,5	Прочный	0,8
Среднетрещиноватый	0,5-1,0	Средней прочности	0,6
Сильнотрещиноватый	0,1-0,5	Слабый	0,4
Чрезвычайно-трещиноватый	менее 0,1	Весьма слабый	0,2

7. Методики расчёта первичных и последующих шагов обрушения непосредственной и основной кровли предложены в различных источниках [12, 156, 187, 188, 288, 294]. В исследованиях А.А. Борисова [57, 58] указывается, что при потере прочности слоя на 20 % плита полностью теряет свою несущую способность и, соответственно, обрушается. Согласно исследованиям, выполненных авторами [295], разрушение слоёв пород происходит при относительных деформациях более 0,002.

б) Разрыхление пород при обрушении

Изучение процессов дезинтегрирования пород кровли при сдвижении геомассива проводились как отечественными, так и зарубежными исследователями. Установлены следующие закономерности:

1. При обрушении беспорядочно падающие блоки занимают больший объём пространства, чем в исходном подрабатываемом геомассиве. Это увеличение характеризуется коэффициентом разрыхления $k_р$. Нижняя часть слоёв непосредственной кровли подвергается наибольшему разрыхлению [39, 54, 57-59, 63, 133, 157, 204, 246, 249, 281, 302, 306, 309, 333, 334]. От $k_р$ в значительной степени зависит проницаемость обрушенной среды и, соответственно, интенсивность фильтрационных процессов [65]. Кроме того, данный параметр находится в соотношениях с высотой формирующейся зоны обрушения.

2. Согласно исследованиям [57-59, 63, 77, 133, 249, 281, 302, 333] коэффициент разрыхления изменяется в пределах $k_р$ = 1,02-2,10. По В.Д. Слесареву значения $k_р$ являются функцией: физико-механических свойств пород, вынимаемой мощности пласта и его угла падения, шага обрушения и др. Трещиноватость пород кровли определяет размер блоков, на которые разделяется слой при обрушении (рисунок 1.15). При этом блоки, падая, вращаются и, укладываясь, формируют гребни (рисунок 1.16).

3. В общем случае между обрушенными породами непосредственной и основной кровли имеется полость, высота которой представляет собой предел свободного опускания пород основной кровли $h_{св}$ [58].

4. Проводя исследования процессов сдвижения в Карагандинском бассейне методом радиоактивных изотопов, Ж.М. Канлыбаева установила, что при обрушении коэффициент разрыхления пород от пласта угля до земной поверхности уменьшается по зависимости вида [157, 204]

$$y = e^{\alpha h_x} + c;\ c \neq 0;\ \alpha = f(\sigma_{сж});\ \alpha > 0, \qquad (1.9)$$

где α – коэффициент, зависящий от физико-механических свойств горных пород кровли;

h_x – расстояние от почвы пласта, м;

c – некоторая постоянная.

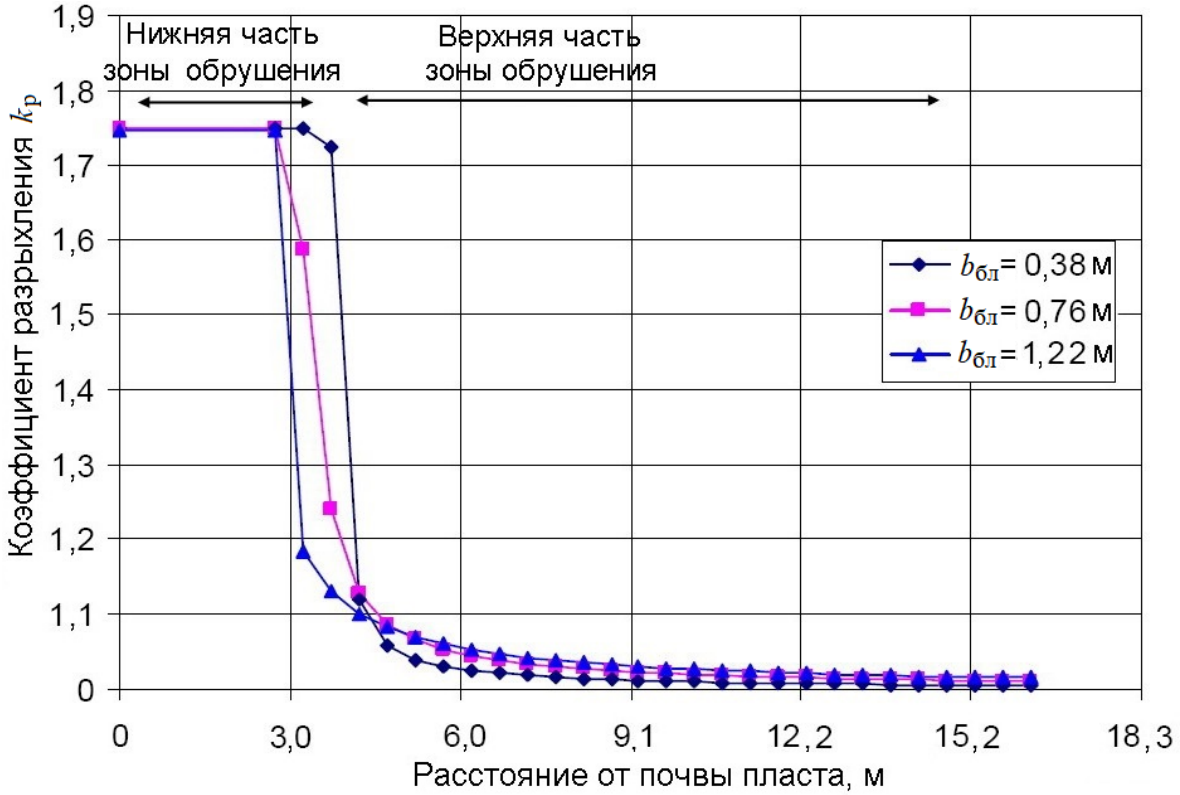
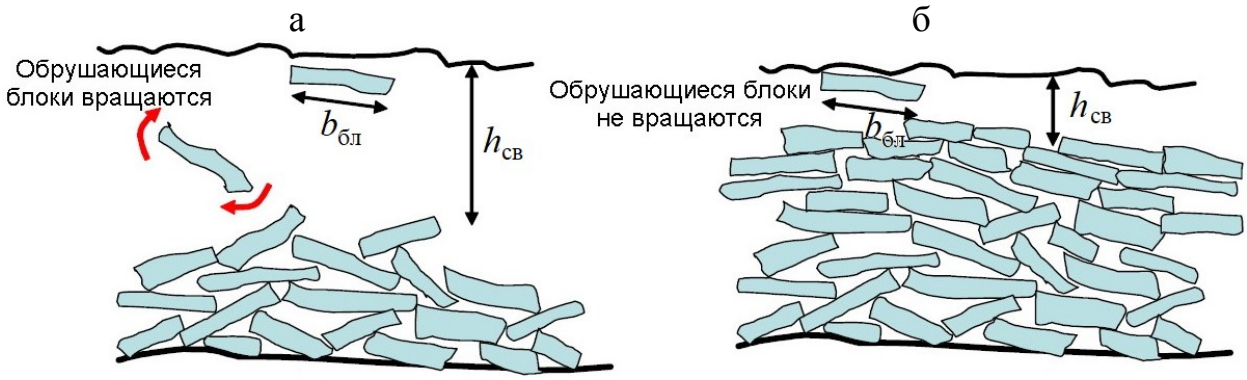


Рисунок 1.15 – Изменение коэффициента разрыхления $k_р$ в зоне обрушения в зависимости от расстояния до почвы пласта при различной ширине блоков $b_{бл}$, м [333]



а – высота обрушения $h_{св}$, м, в два раза больше ширины вращающегося блока $b_{бл}$, м; б – высота обрушения $h_{св}$ меньше ширины блока

Рисунок 1.16 – Влияние высоты обрушения на разрыхление пород [333]

5. Среднюю величину коэффициента разрыхления $k_{р.ср}$ можно определить по формуле [59, 281, 333]

$$k_{р.ср} = \frac{V_{обр.п} + V_{вын.п}}{V_{обр.п}}, \qquad (1.10)$$

где $V_{обр.п}$ – объём обрушенной породы, м^3;

$V_{вын.п}$ – объём извлечённого полезного ископаемого, м^3.

6. Ввиду того, что процесс дезинтегрирования горных пород – комплексное явление, для оценки величин коэффициента $k_р$ в обрушенной породной среде разными авторами разрабатываются модели, реализующие достаточно сложные математические подходы [339].

в) Уплотнение обрушенных пород

В результате продолжающегося процесса сдвижения массива разрыхленные горные породы в зоне обрушения уплотняются, а в ряде случаев может происходить их слёживание [57, 58, 250]. По результатам уплотнения коэффициент разрыхления (остаточный коэффициент разрыхления $k_{р.ост}$) в среднем уменьшается до величин, равных $k_{р.ост}$ = 1,01-1,15 [57, 249, 281, 302].

Важным параметром, определяющим продолжительность процесса уплотнения дезинтегрированных пород, является длительность периода активной стадии сдвижения, изучением которой занимались различные исследователи [14, 39, 57, 58, 60, 65, 179, 249, 277, 278, 281, 288]. В работе [249] приведены значения коэффициентов $k_р$ для осадочных горных пород при их обрушении и уплотнении (таблица 1.3).

Таблица 1.3 – Значения $k_р$ пород при их обрушении и уплотнении [249]

Порода	Коэффициент разрыхления $k_р$ обрушенных пород	Остаточный коэффициент разрыхления $k_{р.ост}$ (после уплотнения)
Алевролит	1,20-1,70	1,15-1,20
Аргиллит	1,15-1,55	1,20-1,25
Песчаник крепкий	1,50-1,80	1,25-1,30

1.3.2 Анализ результатов исследований аэрогазодинамических процессов в зонах обрушения и условий формирования техногенного резервуара газа

Зоны обрушения, сложенные из обрушенных, разрыхленных и уплотнённых блоков пород основной и непосредственной кровли, представляют собой среду с высокой проницаемостью и являются активной составляющей аэрогазодинамической системы выемочного участка при отработке пологого

пласта механизированными комплексами длиной 150 и более метров [83, 87, 113, 212, 226, 238, 250, 335].

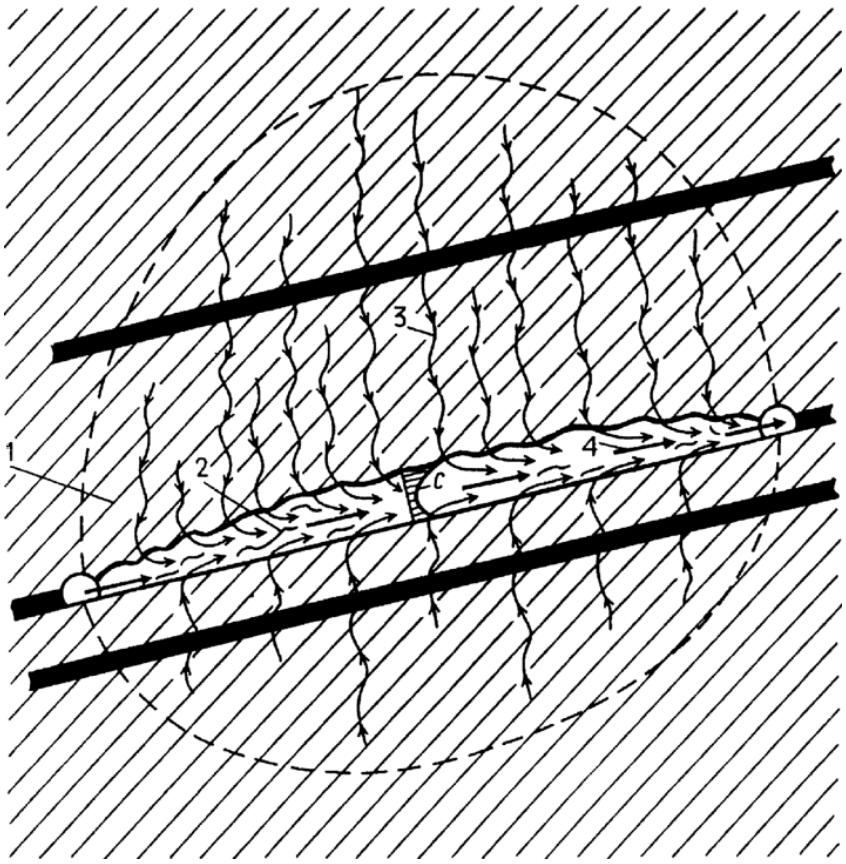
а) Закономерности фильтрации метановоздушной смеси в обрушенной среде и условия формирования техногенного резервуара метана

В работах [134, 138, 168, 179, 194, 196, 202, 220, 232, 237, 248, 250, 252, 283, 284, 288] выделены следующие закономерности аэрогазодинамических процессов, протекающих в зоне обрушения:

1. Процессы сдвижения геомассива, вызванные очистными работами с управлением кровлей полным обрушением, создают во вмещающих породах зону разгрузки от горного давления, в пределах которых протекают процессы десорбции метана. Свободный, содержащийся в порах и трещинах, а также десорбированный газ, под действием разницы газового давления перемещается по образующимся вследствие смещения пород трещинам в зону трещин и разломов и зону обрушения (рисунок 1.17).

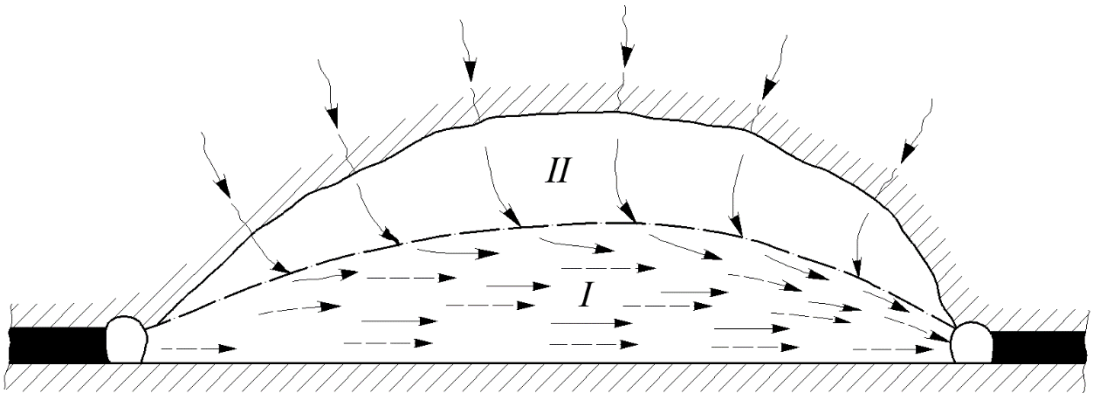
2. Максимальная интенсивность газовыделения из пластов-спутников в зону обрушения имеет место на участках, непосредственно примыкающих к очистному забою, расстояние до границ которых вглубь ВП зависит от мощности междупластья в свите. По мере удаления от очистного забоя дебит метана сокращается вследствие уменьшения газоносности источников и восстановления горного давления. Положение зоны максимальных содержаний зависит от величины утечек воздуха и направлений фильтрационных потоков.

3. В зоне обрушения условно выделяют области активно проветриваемые утечками воздуха и застойные (рисунок 1.18). В застойной зоне могут накапливаться значительные объёмы метана – формируется его техногенный резервуар (газовый коллектор), откуда газ медленно движется по направлению к активной зоне (под действием притекающих из сближенных пластов новых объёмов метана), из которой газ утечками воздуха выносится в действующие или газодренажные выработки.



1 – зона разгрузки от горного давления; 2 – зона обрушения; 3 – фильтрация метана по естественным системам трещин и дополнительно развившимся вследствие смещения пород в зоне полных сдвижений; 4 – утечки воздуха; *С* – эпюра концентрации метана в зоне обрушения

Рисунок 1.17 – Схема фильтрации газа в зоне сдвижения геомассива [283]



I – зона, активно проветриваемая утечками воздуха, *II* – застойная зона; сплошные стрелки – движение метана, штриховые – утечек воздуха

Рисунок 1.18 – Схема фильтрационных потоков в зоне обрушения [284]

4. Давление воздуха в действующих выработках может оказывать при прочих равных условиях влияние на интенсивность притока метана из зоны обрушения. Например, в случае уменьшения атмосферного давления в шахте и скачкообразного увеличения расхода воздуха на выемочном участке граница

активной зоны смещается вверх, что может приводить к выносу утечками воздуха в горные выработки дополнительных объёмов рудничного газа.

5. Метан из сформировавшегося газового коллектора в зоне обрушения, в зависимости от схемы проветривания выемочного участка, может выноситься утечками воздуха в очистной забой, на сопряжение очистного забоя с выработкой, по которой отводится исходящая струя, либо, при управлении потоками в зоне обрушения посредством реализации схем проветривания с изолированным отводом МВС, в газодренажную или частично сохраняемую горную выработку.

6. При цикличном обрушении пород кровли и наличии предела свободного опускания пород основной кровли $h_{св}$ может происходить волнообразное выдавливание МВС в выработки выемочного участка при работе механизированных комплексов. В результате продолжающегося процесса сдвижения геомассива и уплотнения обрушенных горных пород происходит изменение объёма газового коллектора.

7. Объёмы выделяющегося метана из зоны обрушения зависят от нагрузки на очистной забой и её ритмичности, но при этом максимальные дебиты не всегда совпадают по времени с максимальными объёмами добычи. Обрушенная среда обладает инерционностью с точки зрения газодинамических процессов. Возможно варьирование дебитов метана при одном и том же уровне нагрузки на очистной забой.

8. В ИПКОН РАН разработана модель, позволяющая определять оптимальные режимы управления скоростью подачи очистного комбайна и работы технологического оборудования угольной шахты с точки зрения комплексного развития геомеханических и аэрогазодинамических процессов [182, 183, 195, 197]. Установлено, что основным показателем эффективности работы выемочного участка является среднесуточная нагрузка на забой, которая определяется скоростью подачи комбайна и временем его работы за сутки [55, 184, 185]. Данные параметры тесно связаны с динамикой метановыделения на выемочном участке.

По результатам анализа исследований, направленных на изучение закономерностей комплексного развития геомеханических и аэрогазодинамических процессов в зонах обрушения выемочных участков установлено, что при существенном влиянии аэрогазодинамических процессов на метанобезопасность добычи угля отсутствуют методы оценки объёмов газового коллектора, как свободного пространства в зоне обрушения у очистного забоя выше плоскости вынимаемого пласта, а также эффективные решения по управлению процессами накопления метана в нём с целью снижения рисков загазования действующих выработок для условий пологих пластов, отрабатываемых механизированными комплексами длиной 150 и более метров.

б) Сопротивления, проницаемость и макрошероховатость обрушенных пород. Существующие математические модели

Для целей моделирования аэрогазодинамических процессов в зоне обрушения, как части комплексной системы «горные выработки – зона обрушения – дезинтегрированные породы – источники метановыделения», необходимы данные по значениям аэродинамических сопротивлений обрушенных, разрыхленных и уплотнённых пород кровли геомассива. Данные сопротивления определяют интенсивность движения и характер распределения фильтрационных потоков [70, 80, 83, 99, 109, 118, 154, 170, 175, 178, 179, 212, 222, 224, 226, 228, 238, 248, 250, 252, 272, 274, 284, 285, 292, 309, 333, 334]. Следует учитывать, что аэродинамические сопротивления обрушенных пород на 2-4 порядка ниже сопротивления нетронутого массива. После обрушения и разрыхления горных пород кровли происходит их постепенное уплотнение под действием веса вышележащих слоёв и, следовательно, увеличение аэродинамических сопротивлений. С ростом нагрузки на очистной забой обрушенные породы остаются менее уплотнёнными на большем расстоянии от призабойного пространства и на этом протяжении сохраняются относительно низкие сопротивления [65, 136, 228, 250, 254].

Процессы движения флюидов через обрушенные породы могут протекать как в ламинарном, так и в переходном или даже в турбулентном режимах, поэтому для их описания следует использовать двучленный закон сопротивления. Удельное аэродинамическое сопротивление зоны обрушения, заполненной обрушенными породами, т. е. сопротивление объёма пород, равного 1 м^3, с площадью поперечного сечения 1 м^2, определяется такими основными параметрами, как [37, 41, 70, 79, 80, 83, 118, 154, 159, 161, 170, 198, 214, 231, 238, 241, 250, 252, 258, 261, 272, 274, 277, 278, 285, 289, 299]:

- коэффициент проницаемости $k_{пр}$ (далее также – коэффициент $k_{пр}$), м^2. Характеризует величину площади поперечного сечения каналов пористой среды, по которым в основном происходит фильтрация. Соответствует способности обрушенной породной среды пропускать через себя жидкости и газы при наличии перепада давлений. Комплексно отражает свойства среды, влияющие на силы трения. Практической единицей измерения коэффициента $k_{пр}$ является дарси, обозначаемый как Д (1 Д = 0,9869·10^{-12} м^2 = 1 мкм^2). Для условий сплошного геомассива, разрыхленных при обрушении и уплотнённых блоков породных плит величина коэффициента $k_{пр}$ изменяется от значений близких к нулю до нескольких тысяч Д;

- коэффициент макрошероховатости $l_ш$ (далее также – коэффициент $l_ш$), м. Отражает структуру обрушенной пористой породной среды и её способность к турбулизации потока при его фильтрации, а также свойства, оказывающие влияние на развитие инерционных сил. Для большинства условий дезинтегрированных пород в зоне обрушения его значения находятся в диапазоне от 10^{-6} до 10^{-3} м.

В таблице 1.4 приведены существующие математические модели оценки аэродинамических параметров дезинтегрированной среды зоны обрушения, предложенные как по результатам аналитических исследований, так и обработки экспериментальных данных.

Таблица 1.4 – Математические модели оценки сопротивлений (проницаемости) зоны обрушения

Источник	Формула для расчёта сопротивления обрушенной среды	Комментарий
[7]	Значения удельных линейных и квадратичных сопротивлений представлены в виде табличных значений в зависимости от исходной средневзвешенной крепости пород кровли, обрушенных в ВП при отработке пологого пласта	ВП в модель ШВС вводится как фиктивная интегральная ветвь. Подход не позволяет оценивать распределение фильтрационных потоков в объёме обрушенной среды
[212]	Формула, предложенная В.Д. Карпухиным $$r_x = r_0 \frac{x}{1000}.$$	Предполагается, что аэродинамическое сопротивление ВП $r = \varphi(x)$ на расстоянии от очистного забоя в пределах от 0 до 1000 м выражается линейной зависимостью. При $x > 1000$ м сохраняется постоянное его значение.
[212, 250, 251, 284]	Формулы, предложенные К.З. Ушаковым, И.М. Печуком, Ф.С. Клебановым, А.Ф. Милетичем, И.И. Медведевым для условий пологих пластов $$r_x = a \cdot e^{bx^n},$$ $$r_x = r_0 \cdot e^{cx},$$ $$r_x = dx^z + r_0,$$ $$r_x = \frac{r_{\text{шт}} c^2 Q_{\text{о.з}} x + r_{\text{о.з}} l_{\text{о.з}} Q_{\text{о.з}} (2n+1)}{l_{\text{о.з}} c \cdot n(2n+1)x^{n-1}}.$$	На расстоянии 50-60 м от забоя фильтрационные потоки в обрушенной среде движутся в режиме, близком к ламинарному. Возможен расчёт как интегральным, так и дифференциальным методом. Для расчёта используются эмпирические константы, которые могут различаться даже в пределах одного и того же участка
[118]	Для условий пологих пластов $$r_{\text{л}} = ax^c, \quad r_{\text{кв}} = bx^{\beta/2},$$ $$\beta = 1{,}0 \exp[0{,}1(5 - v_{\text{о.з}})].$$ Для условий крутых пластов Кузнецкого бассейна (Прокопьевско-Киселёвский район) сопротивления представлены в виде табличных значений в зависимости от вынимаемой мощности пласта и преобладающих пород кровли	Приводятся табличные данные для коэффициентов a и b в зависимости от вида обрушенных пород. Табличные значения являются усреднёнными
[80, 250]	Формула В.С. Шалаева $$r_x = r_0 e^{\beta},$$ $$\beta = 3\delta_{max}\alpha_{\text{г.п}}\left(\frac{x}{v_{\text{оз}}}\right)^2.$$	Данная формула выражает физический смысл эмпирических констант, используемых в формулах, предложенных К.З. Ушаковым
[154, 250]	Формулы Л.А. Пучкова $$k_{\text{пр}} = bx^{-c'}, \quad l_{\text{ш}} = dx^{-c'/2},$$ $$b' = \mu/b, \quad d' = \rho/d.$$	Эмпирические коэффициенты приводятся в качестве табличных данных. Формулы получены для условий пологих пластов Донецкого бассейна и крутых пластов Прокопьевско-Киселёвского района Кузнецкого бассейна

Окончание таблицы 1.4

[261, 333, 334, 336, 338, 344, 345]	Эмпирические уравнения для определения коэффициента проницаемости $k_{\text{пр.г}} = k_{\text{пр.г0}} \cdot e^{-0{,}25\cdot(\sigma_{yy}-\sigma_{yy0})}$, $k_{\text{пр.в}} = k_{\text{пр.в0}} \cdot e^{-0{,}25\cdot(\sigma_{xx}-\sigma_{xx0})}$. Уравнение Кармана-Козени для расчёта коэффициента проницаемости $k_{\text{пр}} = \frac{k_{\text{пр.0}}}{0{,}241} \cdot \left(\frac{m_{\text{п}}^3}{(1-m_{\text{п}})^2}\right)$.	Проницаемость оценивается в зависимости от динамики напряжённо-деформированного состояния геомассива, либо его пористости
[65, 178, 179, 231, 258, 261, 277, 278]	Модели фильтрационных и реологических свойств массива (проницаемость среды): недеформированных шаров одинакового диаметра (Г. Слихтер, К. Терцаги); деформированных шаров с неизменным объёмом (С.В. Кузнецов); упругодеформированных шаров (Б.Г. Тарасов – И.Д. Мащенко); кубов с шероховатыми гранями (Б.Г. Тарасов – И.Д. Мащенко). Оценка коэффициента макрошероховатости – модели М.Д. Миллионщикова и В.Н. Щелкачева	Модели являются универсальными и могут использоваться для оценки коэффициента проницаемости как для нетронутого геомассива, так и деформированного (разрыхление и уплотнение). Замена реальной среды на модель производится выбором соответствующего эффективного диаметра зёрен, слагающих среду.

Примечание. r_x, r_0 – удельное аэродинамическое сопротивление зоны обрушения, соответственно, с учётом уплотнения пород и без него, Н·с^n/м$^{n+3}$; x – расстояние от очистного забоя вглубь ВП, м; $r_{\text{л}}$, $r_{\text{кв}}$ – удельные линейное и квадратичное аэродинамические сопротивления, Н·с/м^4 и Н·с^2/м^5; $r_{\text{шт}}$, $r_{\text{о.з}}$ – удельное сопротивление, соответственно, воздухоподающего штрека и очистного забоя, Н·с^2/м^9; a, b, b', c, c', d, d', z – константы, определяемые экспериментально; n – показатель степени, при ламинарном режиме фильтрации n = 1, при турбулентном – n = 2; $Q_{\text{о.з}}$ – расход воздуха в очистном забое, м^3/с; $l_{\text{о.з}}$ – длина очистного забоя, м; $v_{\text{о.з}}$ – скорость подвигания очистного забоя, м/сут; δ_{max} – максимальное значение относительного одноосного сжатия; $\alpha_{\text{г.п}}$ – коэффициент, зависящий от прочностных свойств пород; $k_{\text{пр}}$ – коэффициент проницаемости, м^2; $l_{\text{ш}}$ – коэффициент макрошероховатости, м; μ – коэффициент динамической вязкости смеси газов, Па·с; ρ – плотность смеси газов, кг/м^3; $k_{\text{пр.г0}}$, $k_{\text{пр.в0}}$, $k_{\text{пр.г}}$, $k_{\text{пр.в}}$ – коэффициенты проницаемости в горизонтальном и вертикальном направлениях, соответственно, в исходном и деформированном массиве, м^2; $m_{\text{п}}$ – пористость обрушенной среды, доли ед.; σ_{xx0}, σ_{yy0}, σ_{xx}, σ_{yy} – горизонтальные и вертикальные напряжения, соответственно, в исходном и деформированном геомассиве, МПа; $k_{\text{пр.0}}$ – коэффициент проницаемости геомассива в нетронутом состоянии, м^2.

По результатам анализа существующих математических моделей (таблица 1.4) установлено, что наиболее универсальными являются модель кубов с шероховатыми гранями (Б.Г. Тарасов – И.Д. Мащенко) и модель М.Д. Миллионщикова. Для их настройки необходимы экспериментальные данные по проницаемости обрушенных и уплотнённых пород зоны обрушения. Их сбор, анализ и обобщение позволит выполнить настройку данных моделей в соответствии с задачами исследования.

1.4 Методы оценки дебита метана. Структура газового баланса

При проектировании вентиляции высокопроизводительных угольных шахт одной из важных практических задач является оценка дебитов метана на выемочных участках в зависимости от конкретных горно-геологических и горнотехнических условий.

1.4.1 Существующие методы оценки дебитов метана

Существуют различные алгоритмы оценки метанообильности [7, 16, 17, 38, 87, 95, 97, 100, 104, 118, 207, 217, 219, 247, 278, 284, 288, 320]:

1. Горно-статический. Основан на предположении, что метанообильность шахт растёт ступенчато в зависимости от глубины разработки. Данный метод является весьма ориентировочным и применялся для оценки метанообильности до глубины 700-800 м в условиях действующего предприятия.

2. Модели на основе аналитических зависимостей (разработки Г.Д. Лидина, Б.Г. Тарасова, В.А. Колмакова, А.Э. Петросяна, А.А. Мясникова Н.И. Линденау, В.М. Маевской и др.). Данные математические модели рассматривают физические закономерности, лежащие в основе процессов переноса метана из угля и пород. Они позволяют учитывать изменение метанообильности во времени в зависимости от горного и газового давлений, газопроницаемости, как при добычных (проходческих) работах – подвижный массив, так и при внеплановых остановках – неподвижный массив. К примеру, в основе модели Б.Г. Тарасова и В.А. Колмакова использована потенциальная функция Л.С. Лейбензона $F(P)$, м^3/(м·сут), учитывающая условия фильтрации метана в зависимости от проницаемости массива $k_{\text{пр}}$, м^2, плотности смеси газов ρ, т/м^3, и давления газа $P_{\text{г}}$, Па, и имеющая общий вид

$$F(P_{\text{г}}) = \frac{1}{\mu\gamma}\int k(P_{\text{г}})\rho(P_{\text{г}})dP_{\text{г}}, \qquad (1.11)$$

где μ – коэффициент динамической вязкости газовой смеси, Па·с.

Недостатки данного типа моделей заключаются в следующем:

- реализована попытка учесть большое количество горно-геологических параметров конкретных месторождений, что является в принципе достаточно сложной задачей. Данные параметры могут широко варьироваться в пределах одного шахтного поля и даже в пределах выемочного участка;

- отсутствие достоверных и необходимых для расчёта исходных данных. Например, газовое давление в пласте, постоянные сорбции Лэнгмюра и др.

Данные модели не получили широкого распространения на практике.

3. По разности природной и остаточной газоносности. Этот метод закреплён в действующих Федеральных нормах и правилах в области промышленной безопасности [4, 5, 7, 16]. Применяется при проектировании вентиляции шахт в целом и отдельных объектов проветривания. Преимуществом данного метода является то, что он сравнительно прост, расчёт базируется на свойствах угля и пород десорбировать газ при отделении их от геомассива. Параметры, учитывающие горное и газовое давления, проницаемость и т. п. введены в алгоритм в виде усреднённых эмпирических коэффициентов, полученных для разных бассейнов и месторождений угля. Эти коэффициенты имеют разный физический смысл, поэтому справедливы только для тех условий, в которых они получены.

К недостаткам можно отнести возможность чрезмерного завышения дебитов метана в подземные горные выработки и необходимость уточнения эмпирических коэффициентов.

4. По фактической метанообильности (по данным лав-аналогов).

Применяется для условий действующих шахт. Основан на применении замеренных в условиях лавы-аналога дебитов метана для расчёта фактической газоносности отрабатываемого пласта, а также дебита метана в ВП в зависимости от длины очистного забоя и объёмов добычи угля. При этом влияние горно-геологических и горнотехнических факторов может учитываться эмпи-

рическими коэффициентами. Данный метод получил широкое распространение в связи со своей большей достоверностью и также приведён в Федеральных нормах и правилах в области промышленной безопасности [4, 5, 7, 16].

1.4.2 Источники метанообильности на выемочном участке. Структура газового баланса

При выемке пластов очистными забоями, оборудованных механизированными комплексами, на полную мощность пласта с обрушением кровли основными источниками метанообильности являются (рисунки 1.19 и 1.20) [17, 38, 56, 80, 87, 89, 95, 97, 100, 104, 114, 116, 147, 152, 161, 172, 177, 217, 219, 288]:

- разрабатываемый пласт (поверхность очистного забоя и отбитый уголь). Интенсивность данного источника метанообильности изменяется в зависимости от длины забоя и скорости подачи комбайна. При высоких скоростях подвигания очистных забоев дебит метана из отбитого угля существенно повышается;

Рисунок 1.19 – Источники дебита метана на выемочном участке

- ВП. Метановыделение из ВП связано с наличием в под- и надрабатываемой угленосных толщах сближенных пластов и газоносных пород, а также невынимаемых пачек угля. Величина дебита метана определяется площадью ВП, шагом обрушения основной кровли, количеством пластов-спутников в свите и мощностью междупластья;

- обнажённые поверхности пластов в оконтуривающих выработках. На величину газовыделения из этого источника оказывают влияние тектонические особенности участка, газоносность пласта и общая протяжённость сети выработок. В целом доля данного источника метанообильности в газовом балансе выемочного участка незначительная ввиду его естественной дегазации, особенно при значительном разрыве во времени между завершением подготовительных и началом очистных работ.

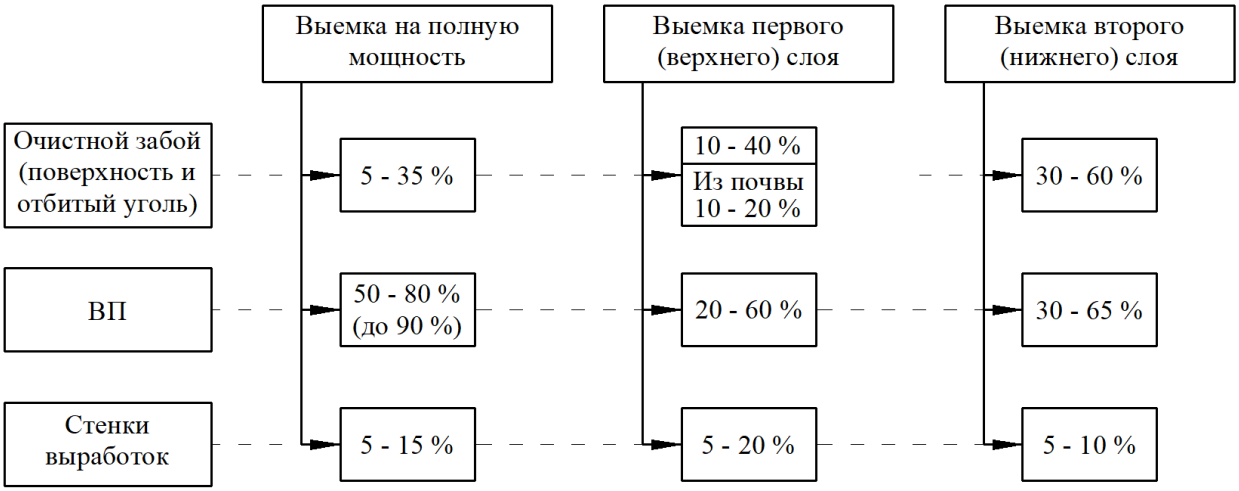


Рисунок 1.20 – Доля источников метанообильности в газовом балансе выемочного участка на пологих пластах с обрушением кровли [207, 226]

При выемке мощных пластов с разделением на слои (первый слой) и управлением кровлей полным обрушением величина дебита метана из ВП определяется его поступлением из временно невынимаемой нижней пачки. Значимым источником также является почва призабойного пространства (рисунок 1.20). При выемке второго слоя источниками метанообильности в ВП являются потери угля, скопления метана в полостях и пустотах после отработки первого слоя, сближенные пласты и пропластки.

1.5 Анализ существующих проблемно-ориентированных пакетов программ

С широким развитием и внедрением вычислительной техники всё большее применение находят такие области прикладной математики, как численные методы. Наибольшее распространение получили методы МКЭ, контрольных объёмов (далее – МКО) и конечных разностей (далее – МКР). Разработаны различные программные пакеты, позволяющие оперативно решать производственные задачи практически для любой отрасли промышленности.

Выполнен анализ программных продуктов, реализующих численные методы, применение которых позволит решить поставленную в диссертации научную проблему, заключающуюся в геомеханическом и аэрогазодинамическом обосновании методологии управления газовыделением на выемочных участках при отработке пологих пластов очистными забоями, оборудованных механизированными комплексами.

На сегодня существует значительное количество прикладных программных пакетов, позволяющих численно решать геомеханические и аэрогазодинамические задачи. Они распространяются как свободное программное обеспечение (лицензии GNU GPL, GNU LGPL и др.), а также на основе проприетарных видов лицензий. Среди них [18, 66, 67, 73, 84-86, 88, 96, 101, 103, 106, 149, 153, 155, 174, 189, 192, 201, 213, 234, 242, 243, 255, 288, 305, 310, 313, 316, 319, 324, 326, 327, 331, 337, 340]: Вентиляция, Геомеханика, FLAC 2D и FLAC 3D, Z88Aurora, SolidWorks, ANSYS (Fluent, CFX, Static Structural), OpenFOAM, Salome, ParaView, Elmer FEM Solver, Code-Saturne, Code Aster и многие др.

Одним из распространённых коммерческих программных комплексов для инженерного анализа является ANSYS. Он является современным технологическим комплексом, позволяющим решать производственные задачи (механика жидкости и газа, прочностной анализ, теплопередача и теплообмен, электродинамика, акустика, механика связанных полей) и анализировать полученные данные. Недостатки: высокая цена, зависящая от компоновки

под вид решаемых задач; необходимость приобретения дополнительных пакетов для возможности распараллеливания вычислительного процесса; недоступность анализа используемых для расчёта математических алгоритмов и программного кода.

Авторский программный пакет «Геомеханика» (кафедра геотехнологии, СибГИУ) предназначен для численного моделирования геомеханических процессов в геомассиве при ведении горных работ [20-23, 52, 53, 64, 65, 81, 83-85, 92, 99, 109-113, 141, 142, 230, 257, 288, 314, 317]. Он основан на использовании МКЭ при решении задач механики деформируемого твёрдого тела [50, 78, 140, 160, 186, 209, 233, 244, 268, 286, 291] и решает двумерную задачу, для чего исследуемая область разделяется на конечные трёхузловые элементы (далее – КЭ) единичной толщины [50, 142].

Программа «Геомеханика» состоит из пяти модулей, каждый из которых решает определённую задачу (рисунок 1.21): ввод в программу исходных данных, дискретизация расчётной области на КЭ, присваивание им физико-механических свойств; решение упругой статической задачи; расчёт изменения смещений вершин КЭ в течение времени в зоне влияния системы выработок (модель наследственной среды Ж.С. Ержанова); расчёт изменения свойств пород в зоне влияния системы выработок по упругим деформациям; решение нелинейной задачи с учётом динамики подвигания очистного забоя.

Исходными данными в данном пакете являются три группы параметров [81, 84, 85, 92]:

1. Горно-геологические: количество, угол наклона, мощность слоёв и прослойков, предел прочности пород и угля при одноосном сжатии, глубина кровли разрабатываемого пласта от земной поверхности, пористость горных пород, характерный размер отдельной среды в нетронутом массиве, прочность пород на контактах породных слоёв.

2. Горнотехнические: количество и номера отрабатываемых слоёв, вынимаемая мощность пласта, длина очистного забоя, длина ВП, способы выемки, крепления и управления кровлей.

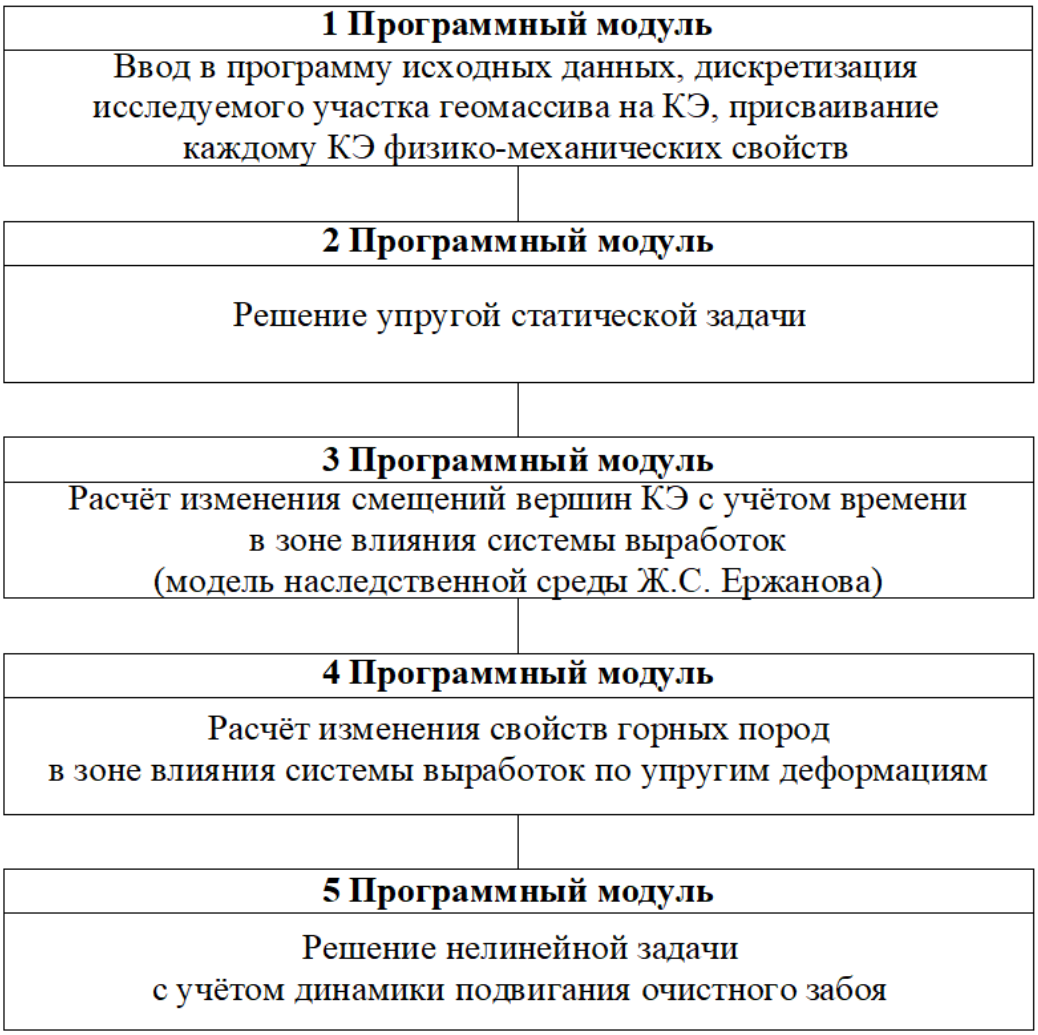


Рисунок 1.21 – Структура программного комплекса «Геомеханика»

3. Геометрические: размеры модели исследуемого участка геомассива по координатным осям x и y, границы зоны сдвижения горных пород в кровле и почве, граничные условия.

Результатом работы программы являются распределения [83]: коэффициентов остаточной прочности (отношение новой прочности в деформированном массиве к исходной паспортной); дополнительных вертикальных и горизонтальных напряжений (разность новых и исходных напряжений), МПа; дополнительных вертикальных и горизонтальных деформаций; дополнительных вертикальных и горизонтальных смещений, м.

Из свободного программного обеспечения интерес представляют пакеты [35, 88, 98, 101, 102, 106, 107, 115, 137, 229, 271, 305, 311, 313, 316, 319, 324, 326, 327, 331]: OpenFOAM (Open Source Field Operation And Manipulation CFD ToolBox, The OpenFOAM Foundation Ltd. – свободно распространяемый пакет

для операций со скалярными, векторными и тензорными полями) и ParaView (пакет для визуализации больших объёмов данных – результатов счётных задач и их динамики по различным срезам времени). OpenFOAM представляет собой библиотеку – набор средств языка программирования C++ для настройки и расширения численных решателей задач механики сплошной среды, в т. ч. вычислительной гидродинамики (CFD).

Структура OpenFOAM приведена на рисунке 1.22. Комплекс реализован на базе платформы Unix (GNU/Linux) и основан на применении МКО. Он состоит примерно из 100 C++-библиотек и 250 предварительно собранных пакетов, которые делятся на решатели (решение задач механики сплошной среды) и утилиты (обработка данных для анализа).

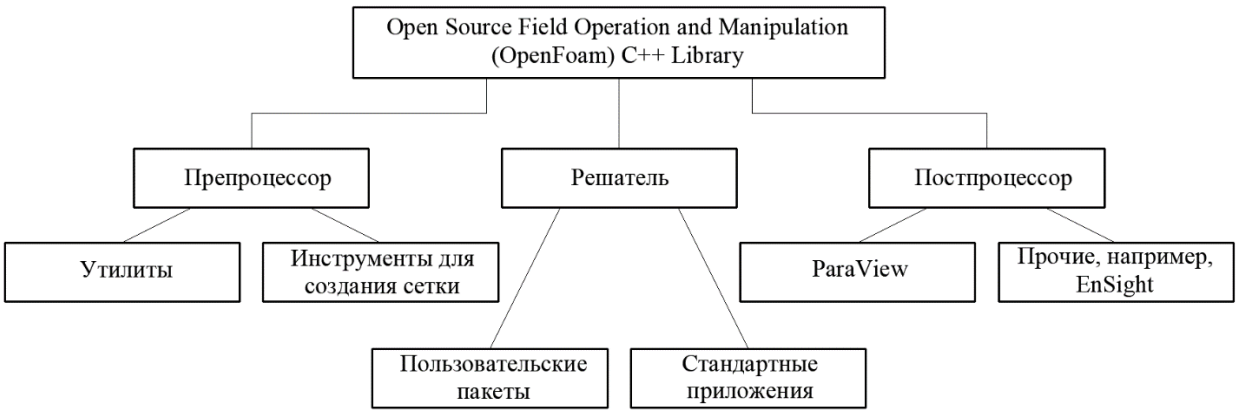


Рисунок 1.22 – Структура пакета программ OpenFOAM (The OpenFOAM Foundation Ltd.) [326, 327]

При подготовке исходных данных (создание геометрии расчётной области, дискретизация, постановка граничных условий) возможно использование утилит, входящих в комплект поставки OpenFOAM (blockMesh, snappyHexMesh), и сторонних открытых CAD-CAE-системы (FreeCAD, Salome).

С целью разработки дополнительного прикладного программного обеспечения и утилит для решения специфических задач исследования предполагается использование следующих пакетов на базе GNU/Linux [40, 121, 124-127, 129-131, 200, 266, 276, 282, 290, 297, 303, 307]: текстовый редактор Vim (notepad++); компиляторы языков C++ gcc/g++ и Fortran gfortan; фреймворк Qt;

командная оболочка bash; векторный графический редактор Xfig; табличный процессор LibreOffice Calc (Microsoft Excel, OpenOffice Calc).

Выводы по главе 1 и постановка задач исследования

В данной главе выполнен анализ состояния системы прогноза геомеханических и аэрогазодинамических параметров выемочных участков, по результатам которого обоснованы выводы и получены следующие результаты:

1. Существенное влияние на проветривание выемочных участков в части недопущения скоплений взрывоопасных газов оказывают зоны обрушения, формируемые по мере отработки выемочных столбов. В их куполах происходит образование газового коллектора (техногенный резервуар газа), из которого метан поступает в действующие выработки, а также при определённых условиях может интенсивно вытесняться при посадках кровли.

2. В настоящее время отсутствуют методы оценки объёмов газового коллектора, как свободного пространства в зоне обрушения у очистного забоя выше плоскости кровли вынимаемого пласта, а также эффективные решения по управлению процессами накопления метана в нём с целью снижения рисков загазования действующих выработок для условий пологих пластов, отрабатываемых механизированными комплексами длиной 150 и более метров.

3. По результатам анализа результатов исследований аэрогазодинамических процессов в зонах обрушения и существующих математических моделей по оценке проницаемости и макрошероховатости дезинтегрированных пород установлено, что наиболее универсальными являются модель кубов с шероховатыми гранями (Б.Г. Тарасов – И.Д. Мащенко) и модель М.Д. Миллионщикова. Для их настройки необходимы экспериментальные данные по проницаемости обрушенных и уплотнённых пород зоны обрушения. Их сбор, анализ и обобщение позволит выполнить настройку данных моделей в соответствии с задачами исследования.

4. Влияние на метанобезопасность также оказывают тупики, оставляемые при возведении перемычек в подземных горных выработках для изоляции

участков с отработанными выемочными столбами и проветриваемые за счёт турбулентной диффузии. В них при недостаточности проветривания возможно образование ограниченных объёмов зон загазования.

5. В действующих Федеральных нормах и правилах в области промышленной безопасности отсутствуют требования к скорости потока воздуха в сквозной выработке и к геометрическим размерам тупиковых выработок, проветриваемых за счёт турбулентной диффузии. Требуются исследования в части изучения особенностей проветривания таких тупиков с учётом современных горнотехнических условий.

6. Для обеспечения нормативного уровня промышленной безопасности при высокоинтенсивной отработке выемочных столбов на пологих пластах и ритмичности работы очистного забоя целесообразен совместный учёт элементов системы «горные выработки – зона обрушения – дезинтегрированные породы – источники метановыделения» взаимовлияющих геомеханических и аэрогазодинамических процессов. Это позволит:

- выполнять прогноз и текущий контроль направлений и объёмов фильтрационных потоков метановоздушной смеси в высокопроницаемой среде ВП и зоны обрушения в целом;

- выявлять участки зоны обрушения, в которых происходят процессы формирования газового коллектора с большими объёмами метана в различных условиях;

- разрабатывать адаптируемые системы управления газовыделением для обеспечения высокого уровня безопасности и ритмичности ведения очистных работ на выемочном участке;

- выполнять анализ направлений развития горных предприятий с целью оптимизации параметров ШВС.

7. Для целей моделирования воздухораспределения в ШВС и решения задач, связанных с разработкой эффективных систем управления газовыделением, необходимы данные по значениям аэродинамических сопротивлений

оконтуривающих выемочный столб горных выработок больших площадей поперечных сечений (свыше 16 м^2). Целесообразно рассмотрение потерь давления на трение, так как они составляют 70-90 % от общей суммы потерь.

8. Установлено, что ранее полученные значения коэффициентов α и зависимости для их расчёта не учитывают современные способы крепления, площади поперечного сечения, а также технологию проведения горных выработок. В настоящее время на угольных шахтах элементы шероховатости горных выработок носят технологический характер. Это связано с повсеместным применением комбайнового способа проведения выработок, а также современной технологии их крепления (широкое распространение получили анкерный и рамный металлический (арочный) способы).

9. С переходом горных работ на нижние горизонты возрастает горное давление, особенно в зонах влияния очистных работ, что приводит к постепенному исчерпанию возможностей анкерной крепи. В связи с этим перспективным направлением, с точки зрения безаварийного поддержания горных выработок, является увеличение доли использования рамной металлической (арочной) крепи. Также существует объективная тенденция к увеличению площади поперечного сечения горных выработок. Необходимы исследования, направленные на получение значений коэффициентов α для выработок, закреплённых анкерной и рамной металлической (арочной) крепью больших поперечных сечений (свыше 16 м^2).

10. Обоснован стек существующих программных комплексов, необходимых для проведения исследования, а также вспомогательных пакетов на базе GNU/Linux, необходимых для разработки дополнительного программного обеспечения. Данные пакеты позволят реализовать комплексную многопараметрическую модель, учитывающую закономерности комплексного развития геомеханических и аэрогазодинамических процессов при: формировании высокопроницаемой пористой среды зоны обрушения и газового коллектора; фильтрации метановоздушных потоков и накоплении газа; процессах

движения воздуха по горным выработкам выемочного участка, в т. ч. проветриваемых за счёт турбулентной диффузии.

Решаемые задачи исследования, поставленные исходя из цели и анализа состояния проблемы:

7. Анализ и обоснование перспективных направлений, обеспечивающих разработку методологии управления газовыделением на выемочных участках при высокоинтенсивной отработке пологих пластов с учётом взаимовлияния геомеханических и аэрогазодинамических процессов.

8. Исследование и обоснование значений аэродинамических сопротивлений трения подземных горных выработок сечением свыше 16 м^2, закреплённых современными видами крепей.

9. Исследование аэродинамических особенностей тупиков, оставляемых при возведении перемычек для изоляции отработанных выемочных столбов и проветриваемых за счёт турбулентной диффузии.

10. Исследование закономерностей распределения в пространстве и времени параметров геомеханических процессов, протекающих в зоне обрушения, с целью определения аэродинамических характеристик обрушенной среды и интегрирования её модели в модель шахтной вентиляционной сети.

11. Исследование особенностей формирования газового коллектора, как свободного пространства в куполах зоны обрушения, на участках, примыкающих к очистному забою выше плоскости вынимаемого пласта угля.

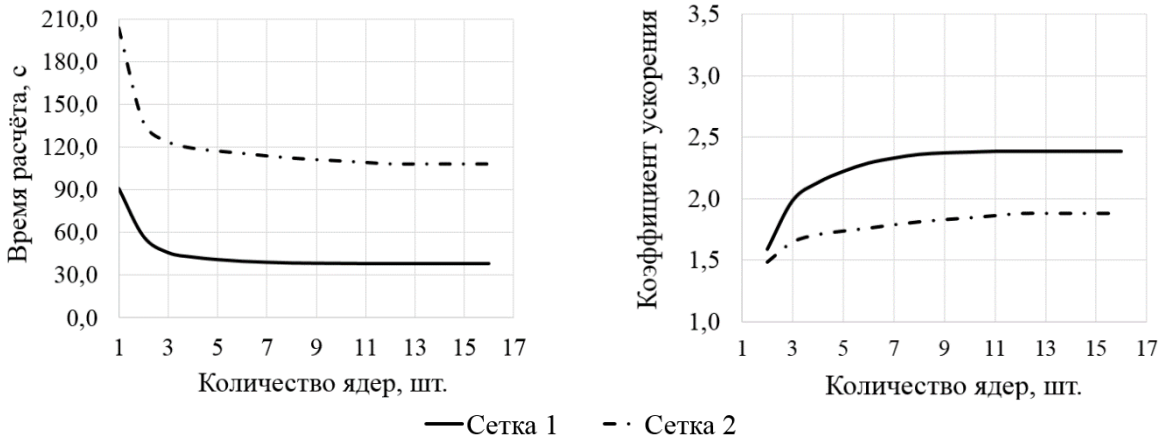
12. Исследование и разработка методологии управления газовыделением на выемочных участках при высокоинтенсивной отработке пологих угольных пластов очистными забоями длиной 150 м и более с учётом взаимодействия элементов системы «горные выработки – зона обрушения – дезинтегрированные породы – источники метановыделения».

2 ИССЛЕДОВАНИЕ И МОДЕЛИРОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ И АЭРОГАЗОДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ НА ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКАХ

2.1 План и методика проведения исследования. Экспериментальные исследования

2.1.1 Планирование эксперимента. Выбор способов и средств проведения эксперимента

Общий методологический подход к выполнению исследования заключается в проведении шахтного эксперимента (натурные замеры), обработке ранее полученных экспериментальных данных и в использовании методов прикладной математики (численные методы – МКЭ и МКО). Для решения численных задач создан масштабируемый вычислительный кластер типа Beowulf (GNU/Linux), позволяющий уменьшить время расчётов по сравнению с одиночным компьютером (рисунок 2.1).



Сетка 1 – 101250 элементов, Сетка 2 – 240000 элементов, на которые производится дискретизация расчётной области

Рисунок 2.1 – Продолжительность вычислительного процесса и коэффициент ускорения при работе в параллельном режиме

Для построения, настройки и верификации моделей выемочных участков с целью исследования геомеханических и аэрогазодинамических процессов, протекающих на них, необходимы следующие наборы данных по:

- горно-геологическим и горнотехническим условиям отработки выемочных столбов на пологих пластах;

Приведены в соответствующей проектной горнотехнической документации горнодобывающих предприятий (планы горных выработок, проекты проветривания выемочных участков, документация по ведению горных работ, стратиграфические колонки по разведочным скважинам).

- расходам воздуха на объектах проветривания и дебитам метана из основных источников, составляющих газовый баланс выемочных участков (вмещающие породы и сближенные пласты-спутники; эксплуатационные потери; обнажённые поверхности пласта, которыми являются очистной забой и стенки оконтуривающих выработок; отбитый уголь);

Сбор данных в реальном времени о физических параметрах рудничной атмосферы в горных выработках шахты выполняется автоматизированными системами диспетчерского контроля и управления горным предприятием (далее – АСКУ) частью, которых являются стационарные системы аэрогазового контроля (далее – АГК) [10, 127, 190, 288, 296]. Получаемые потоковые данные отображаются в виде специальных графиков, анализируются и хранятся в log-файлах (основной и резервный сервер). Расположения датчиков, распределённых по горным выработкам шахты, регламентируются федеральными нормами и правилами в области промышленной безопасности [4, 5, 7]. Среди прочих параметров выполняется контроль скорости потока воздуха и концентрации метана в выработках (входящая и исходящая из выемочного участка, исходящая из очистного забоя и на ГОУ). Помимо этого, прогнозные значения дебитов метана из основных источников газового баланса, посчитанные по данным лав-аналогов, а также расходы воздуха на выемочном участке и ГОУ приведены в соответствующей горнотехнической документации.

- проницаемости обрушенных, дезинтегрированных и уплотнённых пород в зоне обрушения выемочных участков;

Приведены в монографиях разных авторов по выполненным исследованиям геомеханических и аэрогазодинамических процессов в зонах обрушения при отработке пологих пластов [34, 79, 80, 136, 154, 170, 198, 212, 250, 333, 336, 344, 345].

- скоростям и направлению потока воздуха в тупиках, оставляемых при возведении перемычек в подземных горных выработках и проветриваемых за счёт турбулентной диффузии, а также на примыкающих участках сквозных горных выработок. Получение этих данных возможно посредством натурных замеров на горном предприятии;

- коэффициентам α подземных горных выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) и анкерной крепью.

Основным способом сбора информации об аэродинамических параметрах ШВС являются ВДС, проводимые филиалами ФГУП «ВГСЧ» на подземных горнодобывающих предприятиях. С целью обработки фактических данных, полученных по результатам ВДС (сопротивления выработок), использованы актуальные версии компьютерных моделей ШВС, загруженных в базу данных «Информационно-аналитическая система ВГСЧ» (далее – ИАС ВГСЧ) [90, 192]. Данные модели постоянно пополняются по результатам маркшейдерских съёмок, ВДС и замеров служб АБ (аэрологической безопасности) подземных горных предприятий.

Под компьютерной моделью ШВС здесь и далее подразумевается комплекс информации о сети горных выработок, вентиляционных и изолирующих сооружениях, вентиляторах главного и местного проветривания, различного вида утечках, иных аэрологических связях, а также аэродинамических характеристиках перечисленных объектов. Модель создаётся при работе в программе «Вентиляция» (ООО «ШахтЭксперт-Системы») посредством последовательного формирования маркшейдерского и аэрологического блоков информации. Готовая модель позволяет выполнять расчёты воздухораспределения в сети горных выработок и проводить анализ полученных результатов.

2.1.2 Выбор и обоснование объектов исследования геомеханических и аэрогазодинамических процессов на выемочных участках

В качестве объектов исследования рассмотрены угольные шахты России, в том числе ведущие разработку угольных месторождений Кузнецкого

угольного бассейна. Для исследования геомеханических и аэрогазодинамических процессов на выемочных участках с совместным учётом элементов системы «горные выработки – зона обрушения – дезинтегрированные породы – источники метановыделения» выбраны такие угледобывающие предприятия и выемочные участки (далее также – в/у) как: шахта «Абашевская» (в/у 16-17); шахта «Осинниковская» (в/у 1-1-5-6 бис); шахтоучасток «Сибиргинский» (в/у 3-1-9); шахта «Листвяжная» (в/у 823); шахта «Есаульская» (в/у 29-28).

Согласно «Документации по ведению горных работ по выемке, крепления и управлению кровлей очистного забоя» и «Проектам проветривания выемочного участка» технология выемки угля на рассматриваемых объектах применялась длинными столбами с выемкой на полную мощность и управлением кровлей полным обрушением (выемочный участок 3-1-9 – выемка первого слоя). Основные характеристики указанных выемочных участков приведены в таблицах 2.1 и 2.2.

Таблица 2.1 – Основные горно-геологические и горнотехнические данные по выбранным объектам исследования

Выемочный участок	$l_{о.з}$, м	$m_{в}$, м	$H_{г}$, м	$\gamma_{пл}$, т/м^3	$\alpha_{пл.х}$, град	$\alpha_{пл.у}$, град	$S_{оч}$, м^2	$A_{сут}$, т/сут	$l_{в.с}$, м
в/у 16-17	267	1,74	660	1,27	-4	5	4,0	2600	1495
в/у 1-1-5-6 бис	200	3,28	790	1,29	-5	1	8,4	2800	1750
в/у 3-1-9	250	4,30	400	1,39	-4	3	9,0	4150	2000
в/у 823	220	4,20	440	1,38	-7	-1	11,0	14800	4450
в/у 29-30	300	2,45	400	1,30	1	3	8,0	5000	1350

Таблица 2.2 – Характеристика схемы проветривания, кровли и применяемого оборудования

Наименование	**Описание**
Шахта «Абашевская». Выемочный участок 16-17	
Характеристика кровли	Ложная кровля отсутствует. Мощность непосредственной кровли – 3-5 м. Характеризуется средней устойчивостью и представлена мелко- и крупнозернистым алевролитами. Шаг обрушения 2,0-6,0 м. Мощность основной кровли – 16 м. Представлена алевролитом от мелко- до крупнозернистого и мелкозернистым песчаником. По нагрузочным свойствам – средняя, по управляемости – среднеуправляемая. Шаг обрушения – 6,0-10,0 м.

Продолжение таблицы 2.2

Схема проветривания	Возвратноточная схема с изолированным отводом МВС по неограниченному пространству зоны обрушения через скважину, на устье которой установлены 4 установки ВЦГ-9 (2 в резерве, 2 в работе). Для отвода МВС используется частично-сохранённый вентиляционный штрек 16-17 (усиление крепления посредством органного ряда и клеток) и аэродинамически активные каналы зоны обрушения. Свежая струя поступает по конвейерному штреку 16-17, исходящая выдаётся по вентиляционному штреку 16-17.
Очистной комплекс	Очистной механизированный струговый комплекс DBT (Bucyrus): механизированная крепь DBT 1100/2300; струг скользящего действия GH 9-38ve/5,7. Схема работы струга – комбинированная.
Шахта «Осинниковская». Выемочный участок 1-1-5-6 бис	
Характеристика кровли	Ложная кровля – неустойчивый алевролит. Мощность – 0,23-0,50 м. Мощность непосредственной кровли – 4,0-13,0 м. Представлена мелкозернистым алевролитом – слоистый и трещиноватый с зеркалами скольжения, средней устойчивости. На некоторых участках непосредственная кровля характеризуется как неустойчивая, с образованием вывалов до 0,6 м. Основная кровля – песчаник, мощностью от 6,0 до 26,0 м. По нагрузочным свойствам – тяжёлая. По обрушаемости – трудно и среднеобрушаемая. Шаг обрушения – 30,0-50,0 м.
Схема проветривания	Возвратноточная схема с изолированным отводом МВС по неограниченному пространству зоны обрушения через сеть газодренажных выработок за счёт депрессии, создаваемой работой установок 2УВЦГ-15 (1 – в работе, 1 – в резерве) и 3УВЦГ-15 (2 – в работке, 1 – в резерве). Для отвода МВС используется частично-сохранённый конвейерный штрек 1-1-5-6 бис (усиление крепления посредством органного ряда и клеток) и аэродинамически активные каналы зоны обрушения. Свежая струя поступает по конвейерному штреку 1-1-5-6 бис, исходящая выдаётся по вентиляционному штреку 1-1-5-6 бис.
Очистной комплекс	Очистной механизированный комплекс: механизированная крепь Glinik 21/45; очистной комбайн KSW-1140E. Схема работы комбайна – односторонняя.
Шахтоучасток «Сибиргинский». Выемочный участок 3-1-9	
Характеристика кровли	Кровля пласта устойчивая, склонная к зависанию, трудноуправляемая. Обрушение – крупноблочное. Первичный шаг посадки основной кровли составляет 40,0-50,0 м, последующие шаги – 12,0-15,0 м.
Схема проветривания	Прямоточная схема с изолированным отводом МВС по ограниченному пространству зоны обрушения через отстающую сбойку за счёт общешахтной депрессии. Свежая струя поступает по конвейерному и вентиляционному штрекам 3-1-9, а также дренажному штреку, с выпуском её на переднюю сбойку. Далее на фланговый путевой уклон и на поверхность.
Очистной комплекс	Очистной механизированный комплекс: механизированная крепь Glinik 21/45; очистной комбайн KSW-1140E. Схема работы комбайна – односторонняя.
Шахта «Листвяжная». Выемочный участок 823	
Характеристика кровли	Ложная кровля представлена слоями углистых пород с многочисленными зеркалами скольжения.

Окончание таблицы 2.2

	Непосредственная кровля представлена мелко- и крупнозернистым алевролитами. По устойчивости – слабо и среднеустойчивая, на некоторых участках – неустойчивая. Основная кровля – средне и труднообрушаемая. Шаг обрушения составляет 45,0 м.
Схема проветривания	Возвратноточная схема с изолированным отводом МВС по ограниченному пространству зоны обрушения через отстающую сбойку, газоотсасывающему трубопроводу внутренним диаметром 1,0 м, заведённому за изолирующую перемычку и проложенному по сети выработок, к ГОУ, оборудованной УВЦГ-9М (1 в работе, 1 в резерве). Свежая струя поступает по вентиляционному штреку 823, исходящая выдаётся по конвейерному штреку 823, далее через передовую сбойку по конвейерному штреку № 823 бис. Часть конвейерного штрека № 823 проветривается обособленно.
Очистной комплекс	Очистной механизированный комплекс: механизированная крепь ZY6800/18/38; очистной комбайн SL-500. Схема работы комбайна – односторонняя.
Шахта «Есаульская». Выемочный участок 29-30	
Характеристика кровли	Ложная кровля отсутствует. Непосредственная кровля сложена аргиллитами и мелкозернистыми алевролитами. Мощность непосредственной кровли – до 5,0 м, по устойчивости – неустойчивая. Шаг обрушения составляет 3,9 м. Основная кровля мощностью до 30,0 м в основном представлена мелкозернистыми алевролитами с прослоями аргиллитов и прослоями крупнозернистого алевролита в виде линз. По обрушаемости – легкообрушаемая. Первичный шаг посадки составляет 43,0 м, установившийся – 7,8 м.
Схема проветривания	Возвратноточная схема с изолированным отводом МВС по ограниченному пространству зоны обрушения через отстающую сбойку, газоотсасывающему трубопроводу внутренним диаметром 1,2 м, заведённому за изолирующую перемычку и проложенному по сети выработок, далее по газодренажной скважине 5ГД диаметром 1,22 м на поверхность к ГОУ, оборудованной УВЦГ-15 (1 в работе, 1 в резерве). Свежий воздух подаётся по минусовому штреку 29-30, а исходящая струя из очистного забоя 29-30 выдаётся на конвейерный штрек 29-30 и далее по сети горных выработок на поверхность.
Очистной комплекс	Очистной механизированный комплекс: механизированная крепь JOY-RS2/870(МКТ-7); очистной комбайн JOY-4LS. Схема работы комбайна – односторонняя.

Свойства горных пород, слагающих геомассив объектов исследования, также приведены в таких источниках как [8, 44, 46, 133, 264, 273, 278, 298].

Для исследования аэродинамических процессов в горных выработках, на основе анализа представленных в ИАС ВГСЧ материалов, отобрано 54 угледобывающих предприятия России, обслуживаемых ВГСЧ МЧС России, и произведена выгрузка их компьютерных моделей ШВС (таблица 2.3).

Таблица 2.3 – Перечень объектов ведения подземных горных работ России, отобранных для решения задач исследования

№ п/п	Наименование предприятия	Обслуживающее подразделение ВГСЧ
1	Шахта «Полосухинская» (уч. Антоновский-3)	Филиал ФГУП «ВГСЧ» «Новокузнецкий ВГСО»
2	Шахта «Алардинская»	
3	Шахта «Антоновская»	
4	Шахта им. В. И. Ленина	
5	Шахта «Ольжерасская-Новая»	
6	Шахта «Осинниковская»	
7	Шахта «Большевик»	
8	Шахта «Ерунаковская – VIII»	
9	Шахта «Распадская-Коксовая»	
10	Шахта «Распадская»	
11	Шахта «Усковская»	
12	Шахта «Сибиргинская»	
13	Шахта «Увальная»	
14	Шахта «Есаульская»	
15	Шахта «Юбилейная»	
16	Шахта «Анжерская-Южная»	Филиал ФГУП «ВГСЧ» «Кемеровский ВГСО»
17	Шахта «Берёзовская»	
18	Шахта «Бутовская»	
19	Шахта «Грамотеинская»	
20	Шахта «Заречная»	
21	Шахта «Заречная» (шахтоучасток «Октябрьский»)	
22	Шахта им. А. Д. Рубана	
23	Шахта им. С. М. Кирова	
24	Шахта Костромовская	
25	Шахта «Листвяжная» (основной район)	
26	Шахта «Листвяжная» (район прирезки)	
27	Шахта «Первомайская»	
28	Шахта «Сибирская»	
29	Шахта «Комсомолец»	
30	Шахта «Полысаевская»	
31	Шахта им. 7 Ноября	
32	Шахта «Чертинская-Коксовая»	
33	Шахта «Южная»	
34	Шахтоуправление «Талдинское-Южное»	Филиал ФГУП «ВГСЧ» «Прокопьевский ВГСО»
35	Шахта № 12	
36	Шахта им. В. Д. Ялевского	
37	Шахтоуправление «Карагайлинское»	
38	Шахтоуправление «Талдинское-Кыргайское»	
39	Шахта «Талдинская-Западная 1»	
40	Шахта «Талдинская Западная 2»	
41	Шахта «Северная» (пл. В-26 и пл.В-12)	Филиал ФГУП «ВГСЧ» «ВГСО Дальнего востока»
42	Шахта «Инаглинская»	
43	Шахта «Восточная Денисовская»	
44	Шахта «Денисовская»	

Окончание таблицы 2.3

45	Шахта «Воргашорская»	Филиал ФГУП «ВГСЧ» «ВГСО Печорского бассейна»
46	Шахта «Заполярная» (в т. ч. блок «Воркутинская»)	
47	Шахта «Комсомольская»	
48	Шахта № 410	Филиал ФГУП «ВГСЧ» «ВГСО Ростовской области»
49	Шахта «Дальняя»	
50	Шахта «Обуховская»	
51	Шахта им. М. Чиха	
52	Шахта «Ростовская»	
53	Шахтоуправление «Садкинское»	
54	Шахта «Шерловская-Наклонная»	

2.1.3 Методика и результаты обработки данных о строении геомассива

Для условий выемочного участка 16-17 шахты «Абашевская» с целью получения данных, характеризующих строение углевмещающего массива, использованы стратиграфические разрезы 8 разведочных скважин, расположенных в пределах, а также в непосредственной близости от отрабатываемого выемочного столба (рисунок 2.2). Для оставшихся выемочных участков использованы данные горно-геологического прогноза (Документация по ведению горных работ по выемке, крепления и управлению кровлей очистного забоя и Проект проветривания выемочного участка). Физико-механические свойства слоёв горных пород получены из горнотехнической документации ОПО, а также с использованием ранее проведённых исследований [298]. Фрагменты составленных стратиграфических разрезов приведены на рисунке 2.3.

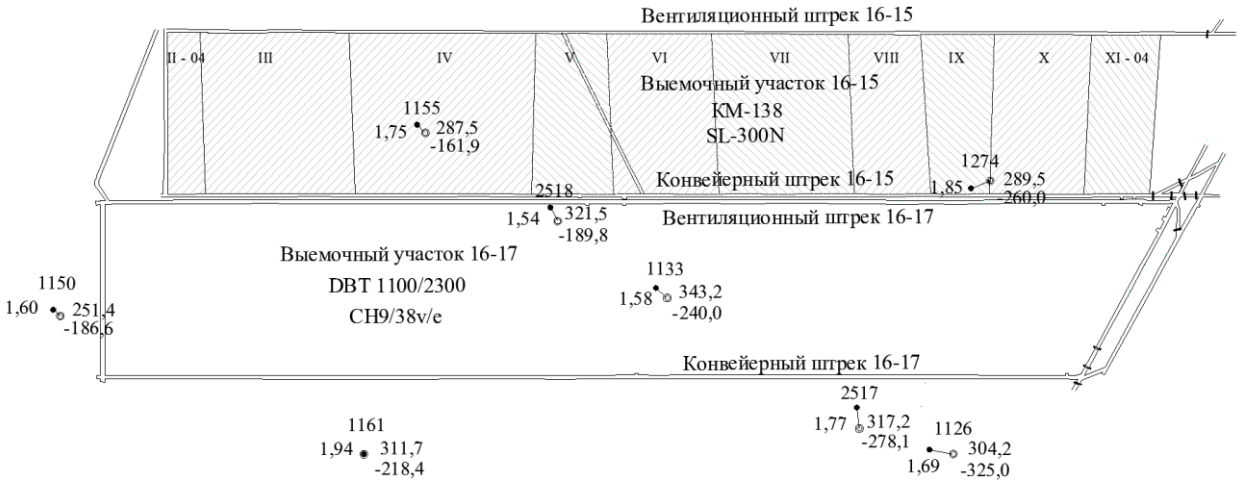
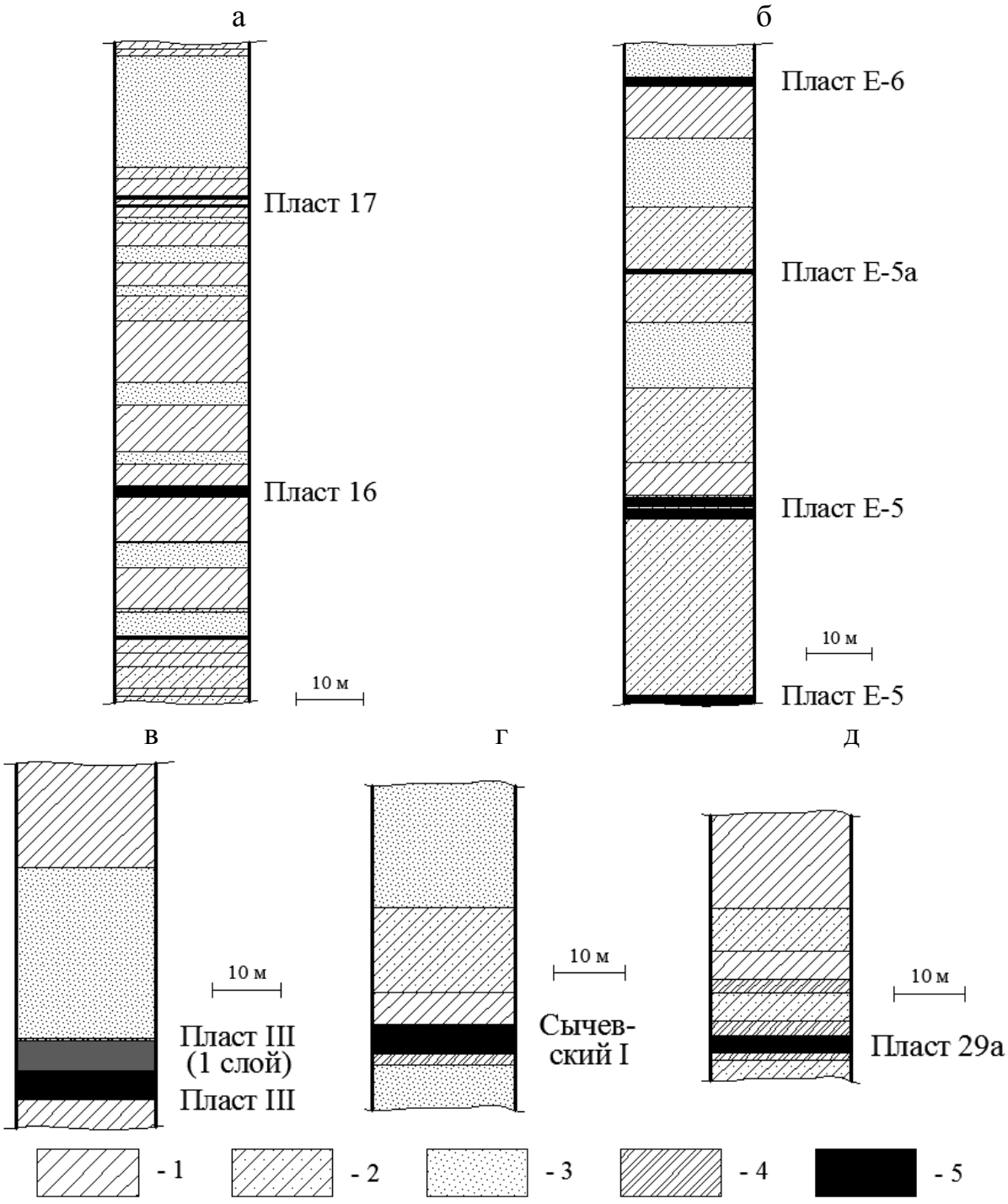


Рисунок 2.2 – Схема расположения пересечений разведочных скважин с пластом 16 в пределах и вблизи в/у 16-17 шахты «Абашевская» (фрагмент плана горных выработок)



а – в/у 16-17, б –в/у 1-1-5-6 бис; в – в/у 3-1-9; г – в/у 823; д – в/у 29-30
1, 2 – соответственно, мелко- и крупнозернистый алевролиты,
3 – песчаник, 4 – аргиллит; 5 – уголь

Рисунок 2.3 – Фрагменты составленных стратиграфических разрезов для рассматриваемых выемочных участков

2.1.4 Методика и результаты обработки данных систем аэрогазового контроля. Влияние газового коллектора на аэрогазодинамику участка

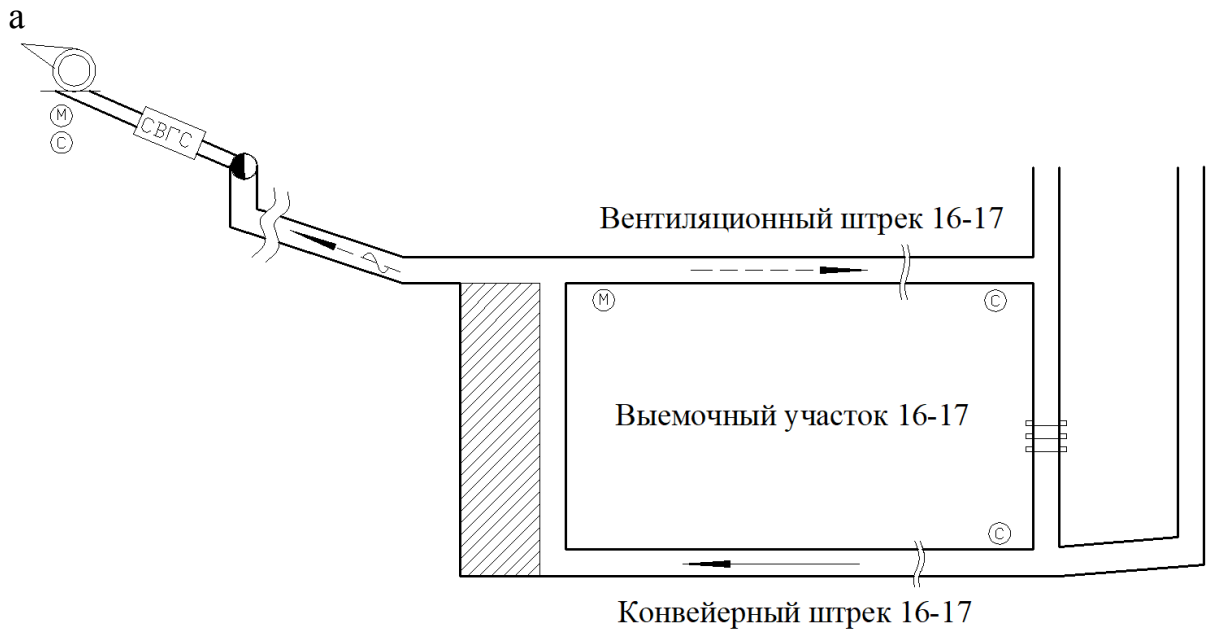
а) Данные контроля физических параметров рудничной атмосферы

Для обработки контролируемых параметров использованы следующие датчики системы АГК [7, 95, 104, 190]:

- датчики контроля скорости воздуха во входящей и исходящей струях выемочного участка (устья конвейерного и вентиляционного штреков), а также перед ГОУ и у камеры смешивания;

- датчики контроля концентрации метана на исходящей струе из очистного забоя (в 10-20 м от него), перед ГОУ и у камеры смешивания.

На рисунке 2.4 приведены схемы размещения датчиков системы АГК на трёх из рассматриваемых выемочных участках. Использованы следующие обозначения: С, М – датчики контроля, соответственно, скорости воздуха и концентрации метана; СВГС – система взрывозащиты газоотводящей сети.



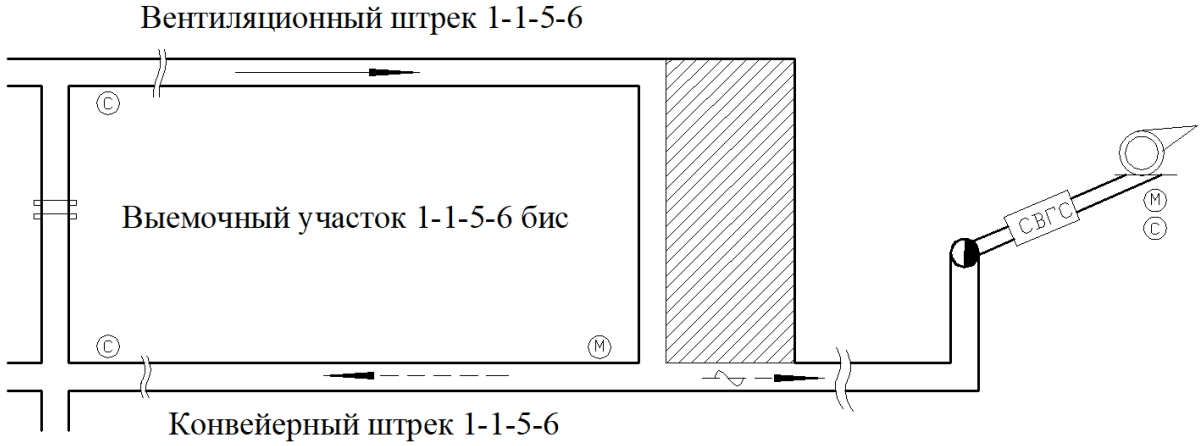
а, б, в – в/у, соответственно, 16-17, 1-1-5-6 бис и 3-1-9

Рисунок 2.4 – Схема размещения необходимых для исследований датчиков системы АГК на выемочных участках (начало)

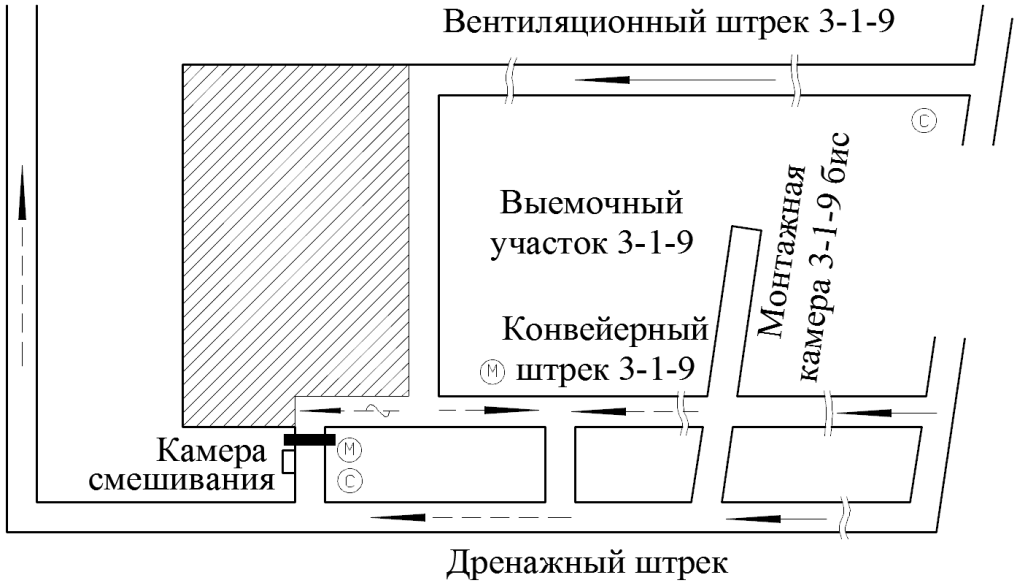
Для оценки влияния сформировавшегося в зоне обрушения газового коллектора на аэрогазодинамические процессы на выемочном участке проведены сбор, анализ и обобщение результатов контроля физических параметров

рудничного воздуха. С использованием показаний датчиков контроля скорости воздуха и концентрации метана по формулам, предложенным в [7, 16], определён дебит газовой смеси.

б



в

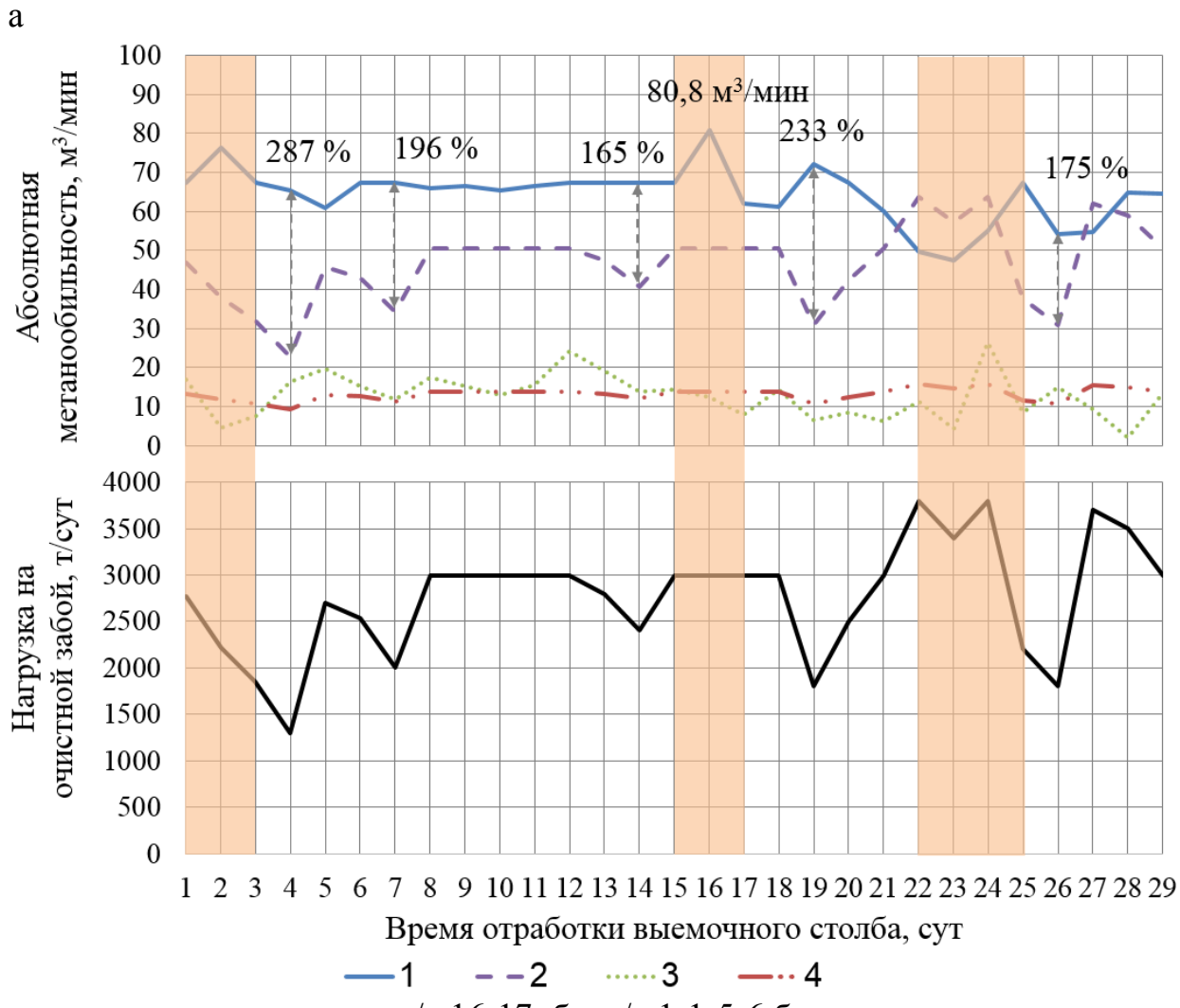


а, б, в – в/у, соответственно, 16-17, 1-1-5-6 бис и 3-1-9

Рисунок 2.4 – Схема размещения необходимых для исследований датчиков системы АГК на выемочных участках (окончание)

При обработке данных рассматривались периоды времени, равные суткам, в течение которых выбирались максимальные значения дебита метана (абсолютная метанообильность, $м^3$/мин) перед ГОУ (у камеры смешивания) и соответствующие им значения в исходящей струе из очистного забоя. Вы-

полнено сравнение фактических и расчётных значений дебитов метана, полученных согласно [7, 16]. На представленных графиках (рисунок 2.5) использованы следующие обозначения [84, 85, 95, 104]: 1, 3 – максимальный фактический дебит метана перед ГОУ и соответствующий ему фактический дебит метана на исходящей струе; 2, 4 – расчётные дебиты метана, соответственно, в зону обрушения и в очистную выработку (исходящая струя), согласно нормативно-техническим документам [7, 16].



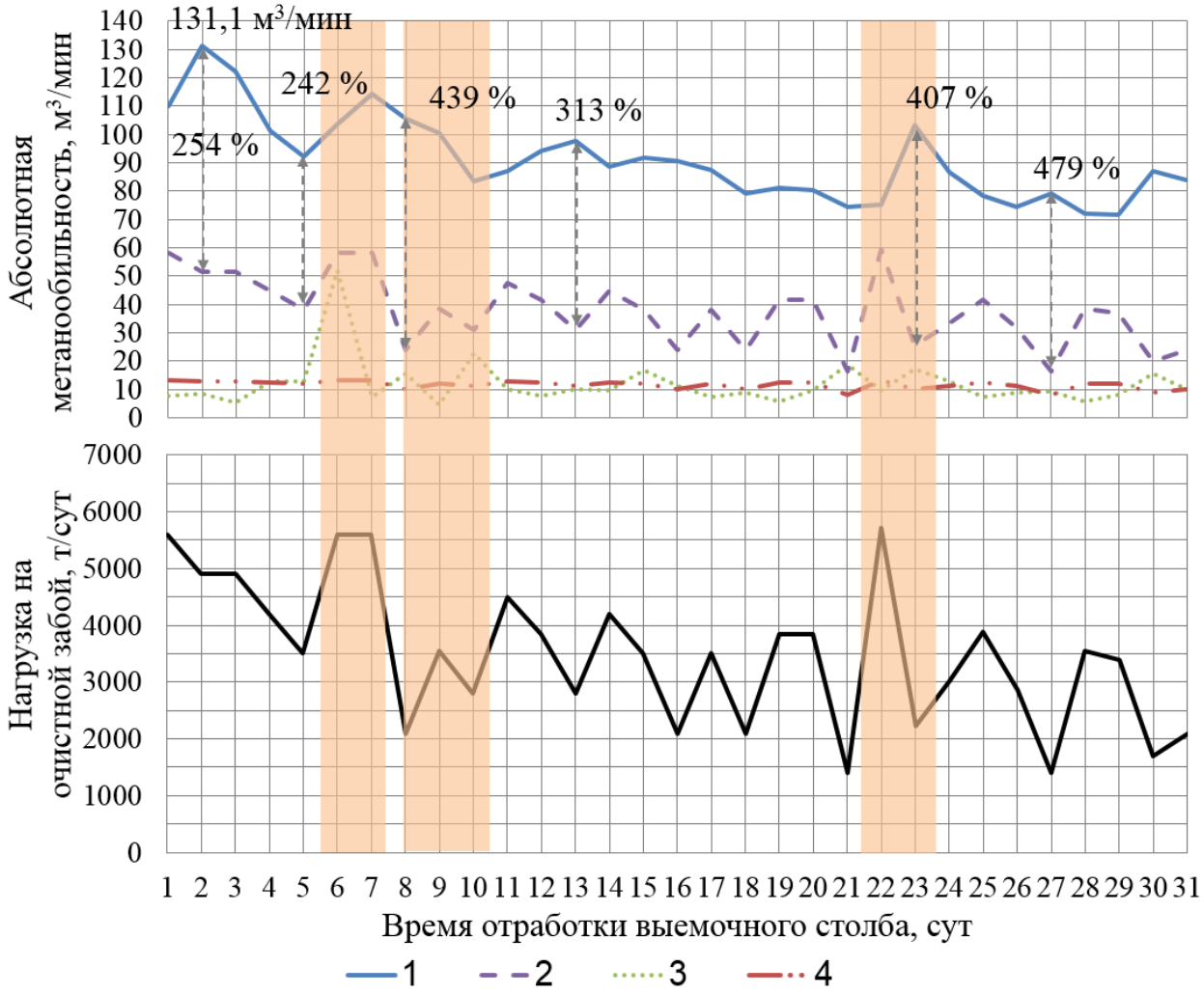
а – в/у 16-17; б – в/у 1-1-5-6 бис

Рисунок 2.5 – Сравнение расчётной и фактической абсолютной метанообильности в соответствии с нагрузкой на очистной забой (начало)

Серым цветом на рисунке 2.5 выделены экстремумы фактической абсолютной метанообильности зоны обрушения и их соответствие нагрузке

на очистной забой. Кроме того, обозначены расхождения значений прогнозного и фактического дебитов метана в процентах, а также – фактический максимальный дебит метана из зоны обрушения.

б



а – в/у 16-17; б – в/у 1-1-5-6 бис

Рисунок 2.5 – Сравнение расчётной и фактической абсолютной метанообильности в соответствии с нагрузкой на очистной забой (окончание)

Как видно из рисунков 2.5 а и 2.5 б фактические максимальные дебиты метана из зоны обрушения (пласты-спутники, углевмещающие породы, потери угля, часть МВС, отрываемая из очистного забоя) больше расчётных значений. Такое различие связано с влиянием газового коллектора, формирующегося в зонах обрушения, на аэрогазодинамические процессы на выемочном участке и тем, что в существующих расчётных методиках его объёмы никаким образом не учитываются.

Зона обрушения обладает инерционностью, т. е. максимальные дебиты метана не всегда соответствуют максимальным нагрузкам на очистной забой. При этом данная инерционность сглаживает динамику выделения метана, что выражается в том, что снижение нагрузки не приводит сразу же к снижению дебита метана из зоны обрушения. В связи с этим отмечаются расхождения между фактом и расчётом, которые в среднем достигают 150-300 % и более. Максимальные дебиты метана из зоны обрушения могут составлять 80-130 $м^3$/мин.

С целью автоматизации расчётов фактических дебитов метана и газоносности по замерам расходов воздуха и концентраций метана для различных горно-геологических и горнотехнических условий отрабатываемых выемочных столбов разработана программа «Вентиляция выемочных участков» (рисунок 2.6, свидетельство о государственной регистрации № 2017614796) [19, 56, 89, 97, 100, 114]. Все вычисления, выполняемые в программе, проводятся на основании требований федеральных норм и правил в области промышленной безопасности [4, 5, 7, 16]. При заполнении исходных данных для расчётов предоставляется выбор:

- схемы проветривания выемочного участка и отвода МВС;

- методики расчёта (определение метанообильности участка, расхода воздуха на участок, параметров газоотводящей сети и режима работы ГОУ);

- технологии отработки пласта (на полную мощность, с оставлением нижней пачки, выемка мощного пласта с выпуском подкровельной пачки);

- угольного бассейна (Кузнецкий, Донецкий, Печорский, Партизанский и Угловский).

Расчёт метанообильности выполняется с использованием газоносности пласта, определённой на основе данных:

- геологоразведочных работ;

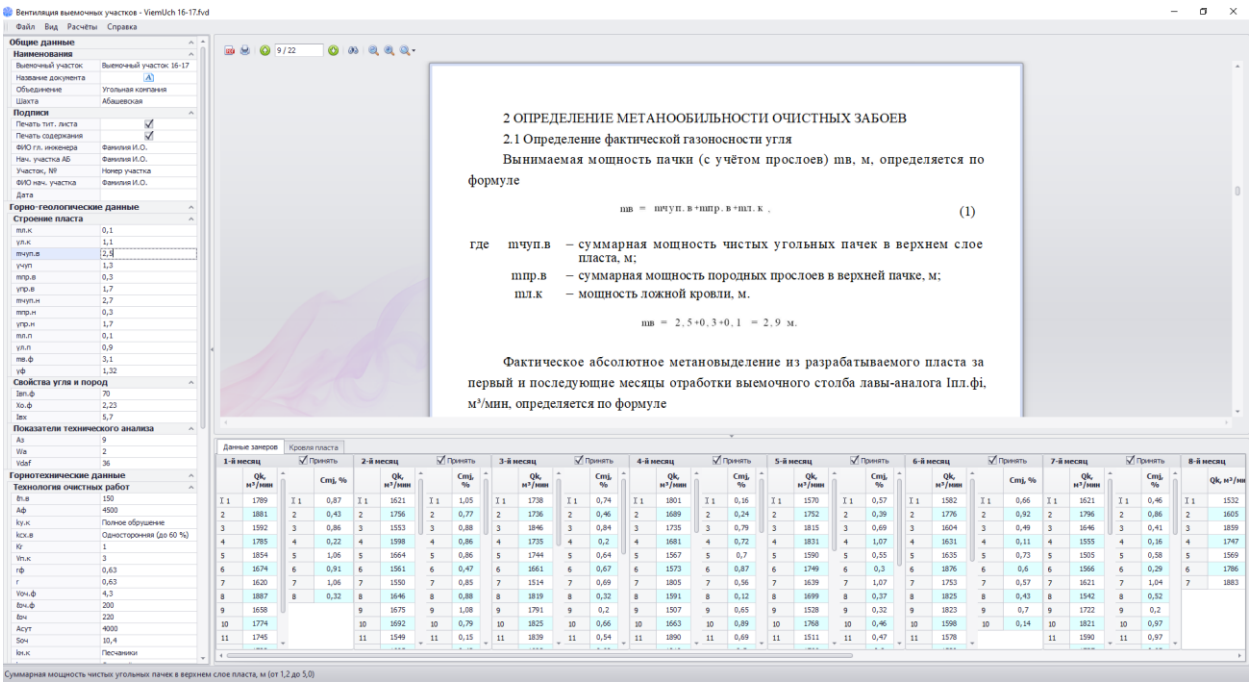


Рисунок 2.6 – Главное диалоговое окно программы «Вентиляция выемочных участков» [97]

К учёту принимается неограниченное количество ниже- и вышележащих пластов-спутников, попавших в зону влияния горных работ (зона сдвижения массива). Программа допускает возможность пересчёта газоносности разрабатываемого и сближенных пластов с учётом порядка их под- и надработки.

- лавы-аналога.

Замеры фактической концентрации метана и расхода воздуха для характерных месяцев (от 1 до 12). Количество вносимых замеров неограниченно.

В таблице 2.4 приведены рассчитанные на основе замеров фактические дебиты метана в очистной забой и ВП (по данным систем АГК), а также расходы воздуха и фактическая газоносность угля.

Таблица 2.4 – Фактические аэрогазодинамические параметры выемочных участков шахт Кузнецкого бассейна

Выемочный участок	$A_{ф.сут}$, т/сут	$I_{ф.оз}$, м³/мин	$I_{ф.вп}$, м³/мин	$X_{ф}$, м³/т	$Q_{ф.оз}$, м³/мин	$Q_{ф.вп}$, м³/мин
в/у 16-17	2600	8,32	35,67	32,40	1850	880
в/у 1-1-5-6 бис	2800	6,92	61,70	10,70	2006	803
в/у 3-1-9	4150	16,59	34,87	14,29	4049 (в/ш) 2148 (к/ш)	851 (д/ш)
в/у 823	14800	7,50	41,60	11,20	1989 (+908**)	323

Окончание таблицы 2.4

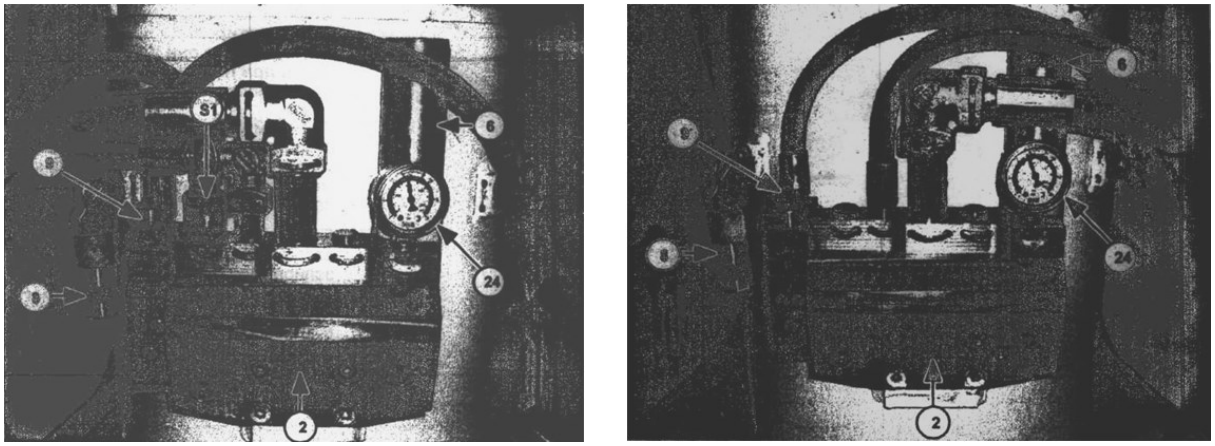
в/у 29-30	5000	2,41	3,79 (+34,76*)	4,23	1210	790

Примечание. $I_{ф.оз}$, $I_{ф.вп}$, – фактические дебиты метана, соответственно, в очистной забой и ВП, м^3/мин; $X_ф$ – фактическая газоносность, м^3/т; $Q_{ф.оз}$, $Q_{ф.вп}$ – фактические расходы воздуха, соответственно, в очистном забое и ВП, м^3/мин; * Дебит метана в дегазационные скважины, пробуренные в ВП; ** Расход воздуха на обособленное проветривание.

б) Влияние газового коллектора на метанобезопасность горных работ

Для оценки влияния геомеханических процессов, протекающих в зоне обрушения, а также газового коллектора, формирующего при отработке выемочного столба с управлением кровлей полным обрушением, на метанобезопасность горных работ выполнены сбор, анализ и обобщение фактических данных о динамике давления в гидросистеме секций механизированной крепи (система манометров, установленных на обратном клапане каждой стойки, рисунок 2.7), концентрации метана и скорости потока воздуха на исходящей струе из очистного забоя (датчики, входящие в систему АГК горного предприятия) [4, 5, 7, 16, 108, 185, 187, 188 , 190, 196]. Рассмотрен выемочный участок 16-17 шахты «Абашевская». Всего в очистном забое было установлено 153 секции и 4 секции крепи сопряжения (501, 482, 481, 491). Номинальное (максимальное) давление в гидросистеме составляло 600 бар [259, 260]. На стойках предусматривались клапаны избыточного давления, срабатывающие при превышении установленного давления. Вся информация с механизированного комплекса о его состоянии сохранялась в log-файлы с отображением на автоматизированном рабочем месте диспетчера, для чего использовалась специализированная программа VShield (рисунок 2.8).

Автоматизированная обработка этих данных произведена с применением средств языка программирования C++ (vim (notepad++), gcc/g++) [40]. Выполнено объединение секций в группы с последующим вычислением среднего давления в них (рисунок 2.9). Это позволило нивелировать скачки давления, связанные с передвижкой отдельной секции или временной неисправностью оборудования. В таблице 2.5 приведены данные по сформированным группам секций крепи.



2 – обратный клапан стойки NG20; 6 – клапан предельного давления – 450 бар; 8 – клапан предельного давления – 400 бар; 9 – чековый затвор DN 10 со сбросом; 24 – глицериновый манометр (на обратном клапане стойки); S1 – сенсор давления

Рисунок 2.7 – Две стойки механизированной крепи комплекса DBT (Bucyrus), смонтированного на выемочном участке 16-17 (вид с забойной стороны)

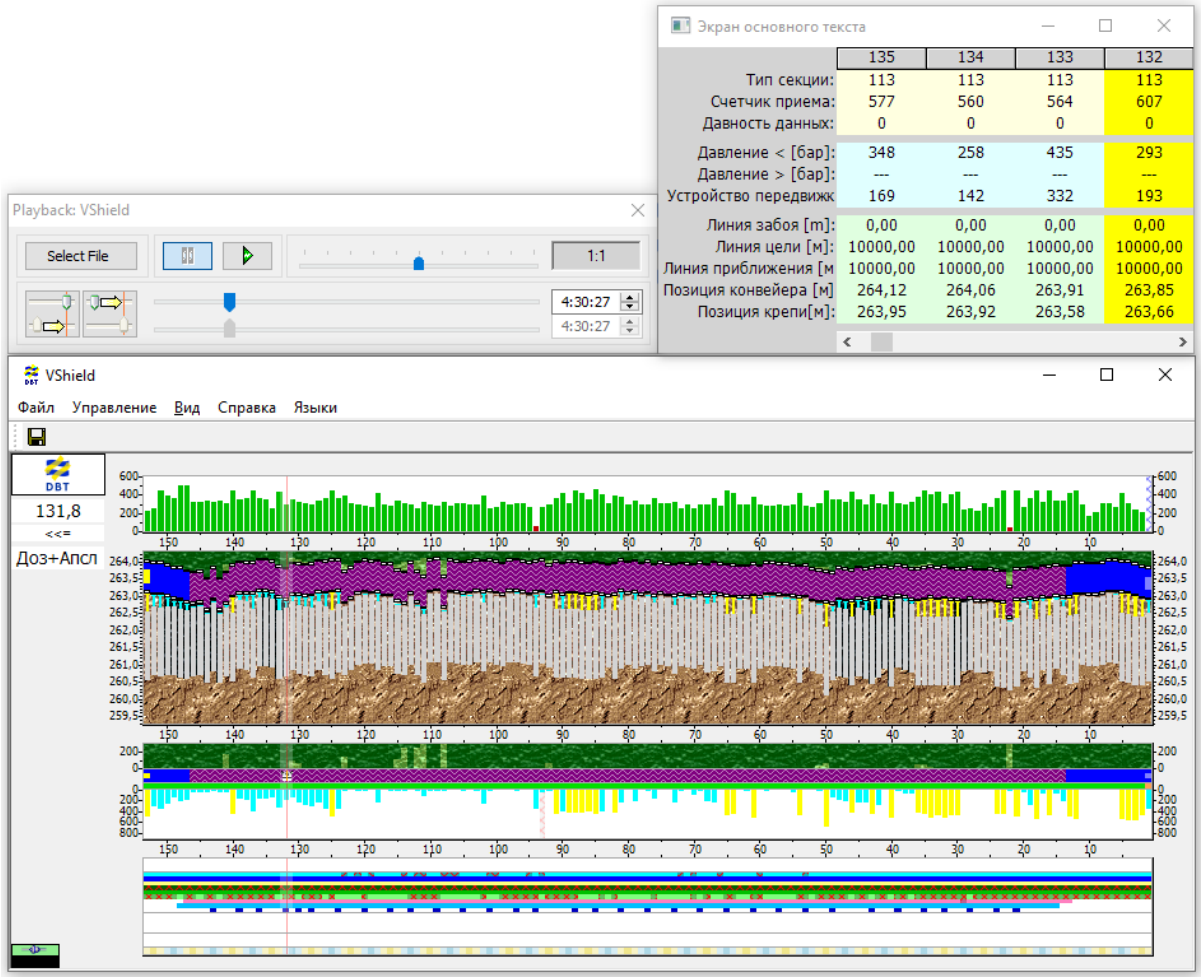


Рисунок 2.8 – Диалоговые окна программы VShield

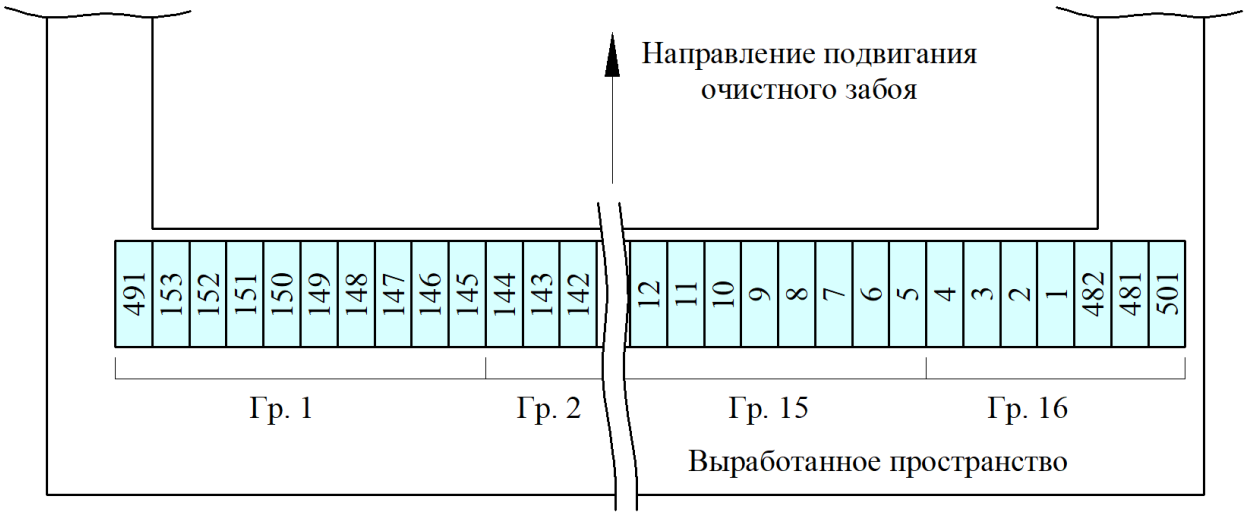


Рисунок 2.9 – Схема группирования секций механизированной крепи

Таблица 2.5 – Данные по сформированным группам секций крепи

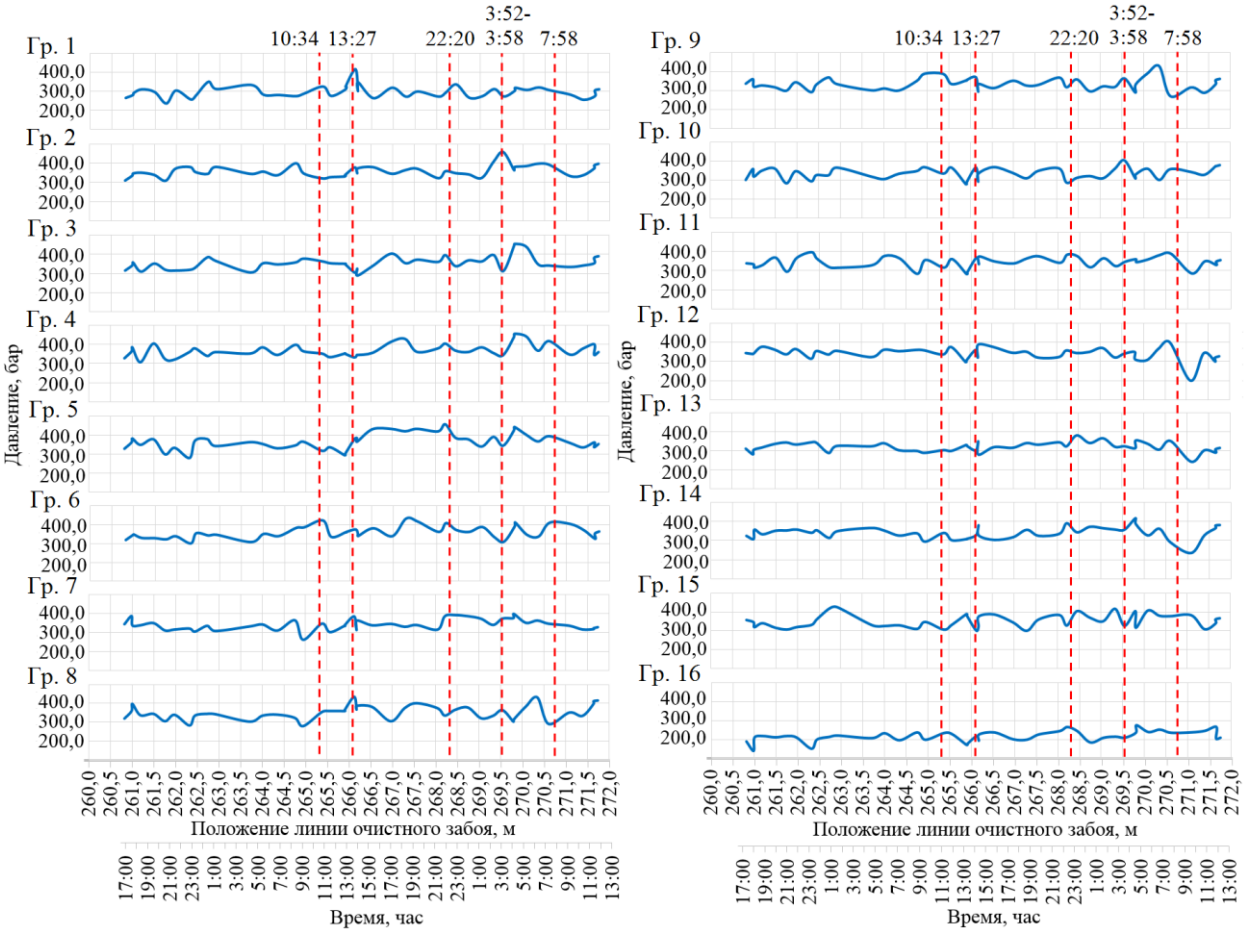
№ п/п	Группы секций	Протяжённость участка, м	№ п/п	Группы секций	Протяжённость участка, м
1	491, 145-153	1,75 м и 0,00 – 15,75	9	65-74	138,25 – 155,75
2	135-144	15,75 – 33,25	10	55-64	155,75 – 173,25
3	125-134	33,25 – 50,75	11	45-54	173,25 – 190,75
4	115-124	50,75 – 68,25	12	35-44	190,75 – 208,25
5	105-114	68,25 – 85,75	13	25-34	208,25 – 225,75
6	95-104	85,75 – 103,25	14	15-24	225,75 – 243,25
7	85-94	103,25 – 120,75	15	5-14	243,25 – 260,75
8	75-84	120,75 – 138,25	16	501, 481, 482, 1-4	260,75-267,75 и 5,25

На рисунках 2.10 и 2.11 приведены динамика концентрации метана в течение двух суток и среднего давления в гидросистеме групп секций механизированной крепи по линии движения забоя за тот же период времени. Подвигание очистного забоя составило 11 м. Пунктирные линии соответствуют моментам возрастания концентрации метана на исходящей струе свыше 1 %.

Как видно из рисунков 2.10 и 2.11 в одних группах секций в пределах рассматриваемого среза времени происходит снижение среднего давления, а в то же время в других – давление возрастает. Это можно объяснять тем, что обрушение происходит не единой консольной плитой кровли, а отдельными блоками в результате расслоения по системам трещинам [108]. В результате происходит выдавливание в очистной забой скапливающегося в зоне обрушения метана, что сопровождается ростом его концентрации на исходящей струе и таким образом нарушается «аэродинамическая изоляция» ВП от действующих выработок при применении схем проветривания с изолированным отводом МВС.

Значения в круглых скобках – дебит метана в м^3/мин, изменения в значениях дебитов метана при почти равных его концентрациях вызваны колебаниями расхода воздуха на выемочном участке

Рисунок 2.10 – Динамика концентрации метана при работе очистного забоя



Пунктирные линии – моменты возрастания концентрации метана на исходящей струе из очистного забоя свыше 1 %

Рисунок 2.11 – Динамика среднего давления в гидросистеме групп секций механизированной крепи по линии движения очистного забоя

На рисунке 2.12 приведена динамика среднего давления в гидросистеме групп секций механизированной крепи вдоль очистного забоя за три среза времени. Как видно из графика, происходит изменение среднего давления, вызванное обрушением блоков кровли и перераспределением напряжённо-деформированного состояния пород геомассива.

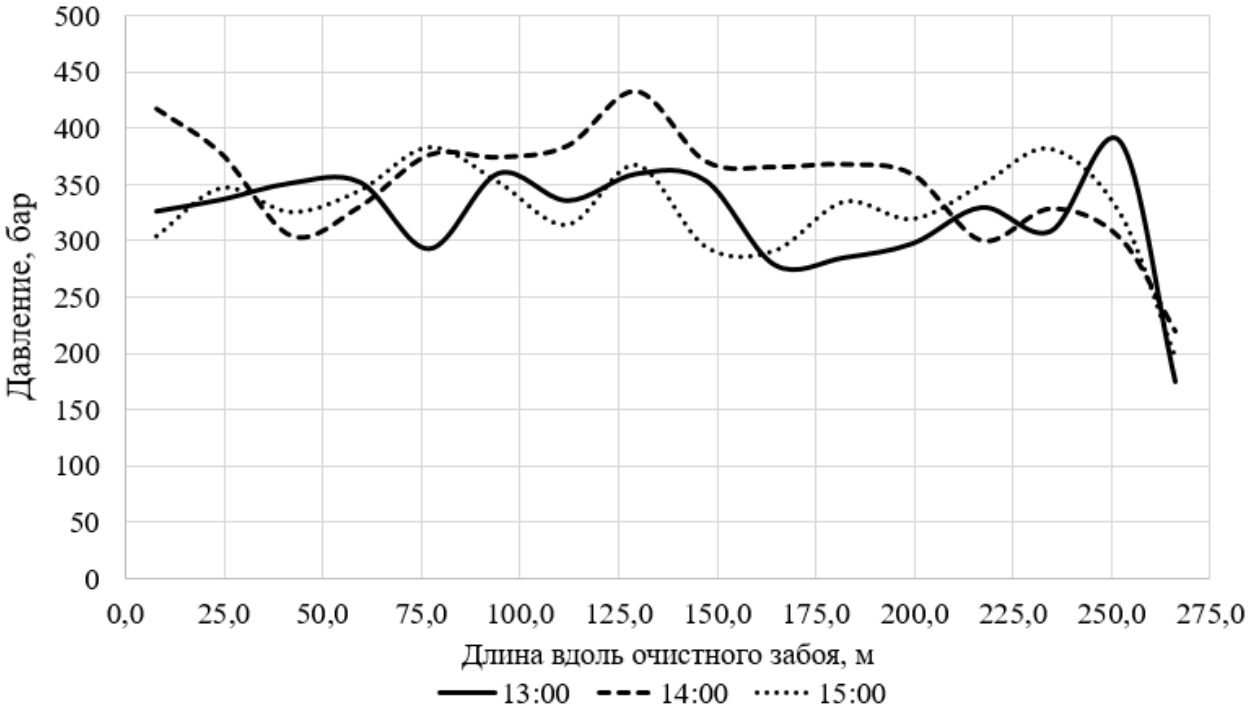


Рисунок 2.12 – Динамика среднего давления в гидросистеме групп секций механизированной крепи вдоль очистного забоя

Данные результаты (рисунки 2.10-2.12) также демонстрируют значительное влияние газового коллектора на метанобезопасность горных работ и необходимость совместного учёта элементов системы «горные выработки – зона обрушения – дезинтегрированные породы – источники метановыделения» при взаимовлиянии геомеханических и аэрогазодинамических процессов в зоне обрушения геомассива.

2.1.5 Методика и результаты обработки данных по проницаемости обрушенных, дезинтегрированных и уплотнённых пород в зоне обрушения

В таблице 2.6 приведены значения коэффициента проницаемости $k_{\text{пр.Д}}$, Д, для разных пород и геоматериалов, полученных в результате ранее выполненных отечественных исследований.

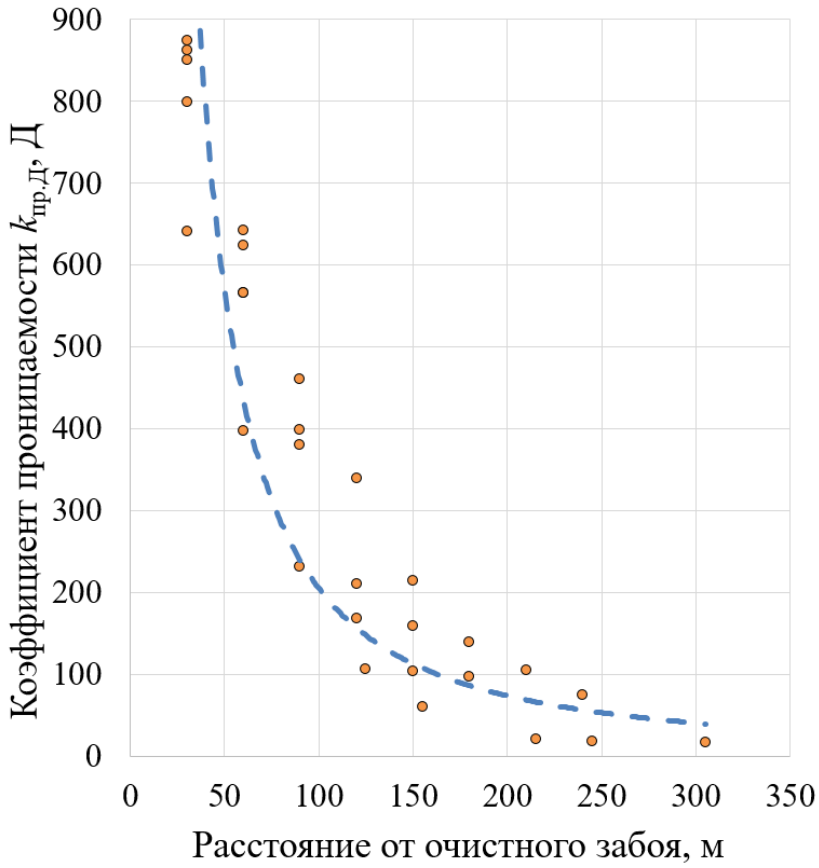
Таблица 2.6 – Опытные значения коэффициента проницаемости $k_{пр.Д}$, Д

№ п/п	Источник и наименование пород и геоматериалов	Значения коэффициента проницаемости, Д
1	В работе [198] приведены значения проницаемости: - песчаников (коллекторов нефти и газа) - ископаемых углей в естественном залегании	 0,01-1,00 10^{-5}-10^{-7}
2	По данным, полученным в лаборатории аэрогазодинамики МакНИИ [34], значения коэффициента проницаемости ВП на расстоянии более 15-20 м от забоя имеют значения	менее 100 Д
3	Согласно [79] значения коэффициента проницаемости нефтяных и газовых слоёв горных пород находятся в диапазоне	от нескольких мД до 2-3 Д
4	Согласно [136] горные породы условно разделяются на: - водоупорные - слабопроницаемые - среднепроницаемые - легкопроницаемые	 < 0,002 0,002-0,22 0,22-10,9 > 21,8
5	Согласно [212] средние значения коэффициента проницаемости для пород и материалов: - песок чистый - песок крупнозернистый - песок мелкозернистый - глина - галечник с песком - гранит - известняк - сланец песчанистый - песчаник и сланцевая глина - песчаник сланцевый - песчаник	 16258,7 976,7 97,7 16,3 1881,8 0,01 38859,1 749,0 58,0 27,7 81,1

Под руководством Е.И. Глузберга выполнены исследования значений коэффициентов проницаемости и макрошероховатости для условий пластов $к_1$ ($m_в$ = 1,8-2,2 м, ш. им. Горбачева), $к_{13}$ и $к_{14}$ ($m_в$ = 1,70 м и 1,75 м, соответственно, шахта «Карагандинская») Карагандинского бассейна. Измерения проведены для условий двух режимов фильтрации – ламинарного и турбулентного [80]. Для условий ламинарной фильтрации получено, что при расстоянии от забоя 30 м обрушенная среда имеет проницаемость $k_{пр.Д}$ = 640-874 Д, а при 305 м – $k_{пр.Д}$ = 16 Д (рисунок 2.13).

Для условий турбулентной фильтрации получены следующие значения аэродинамических параметров [80]:

- коэффициент проницаемости – $k_{пр.Д}$ = 313-878 Д;
- коэффициент макрошероховасти – $l_ш = 6{,}35 \cdot 10^{-5}$-$1{,}42 \cdot 10^{-4}$ м.



Пунктирная линия – линия тренда

Рисунок 2.13 – Динамика значений коэффициента проницаемости в зависимости от расстояния вглубь ВП

Л.А. Пучковым выполнены исследования по изучению процессов фильтрации через зоны обрушения для горно-геологических и горнотехнических условий шахт Донецкого бассейна, отрабатывающих пологие угольные пласты (рисунок 2.14) [41, 154, 250-252]. Им были получения следующие значения коэффициентов проницаемости:

- Владимирский пласт – $k_{пр.Д}$ = от 8,4 Д до 162,1 Д;
- Лисий пласт – $k_{пр.Д}$ = от 21,9 Д до 2786,5 Д;
- Суходольский пласт – $k_{пр.Д}$ = от 9,5 Д до 364,8 Д;
- Степановский пласт – $k_{пр.Д}$ = от 21,8 Д до 1114,6 Д;
- пласт К – $k_{пр.Д}$ = от 0,7 Д до 2310,3 Д.

В зарубежной практике также выполнялись исследования, направленные на получение значений коэффициентов проницаемости $k_{пр.Д}$, Д, зон обрушения для горно-геологических условий пласта Питсбург (Аппалачский угольный бассейн, рисунок 2.15) [334, 336, 338-340, 344, 345].

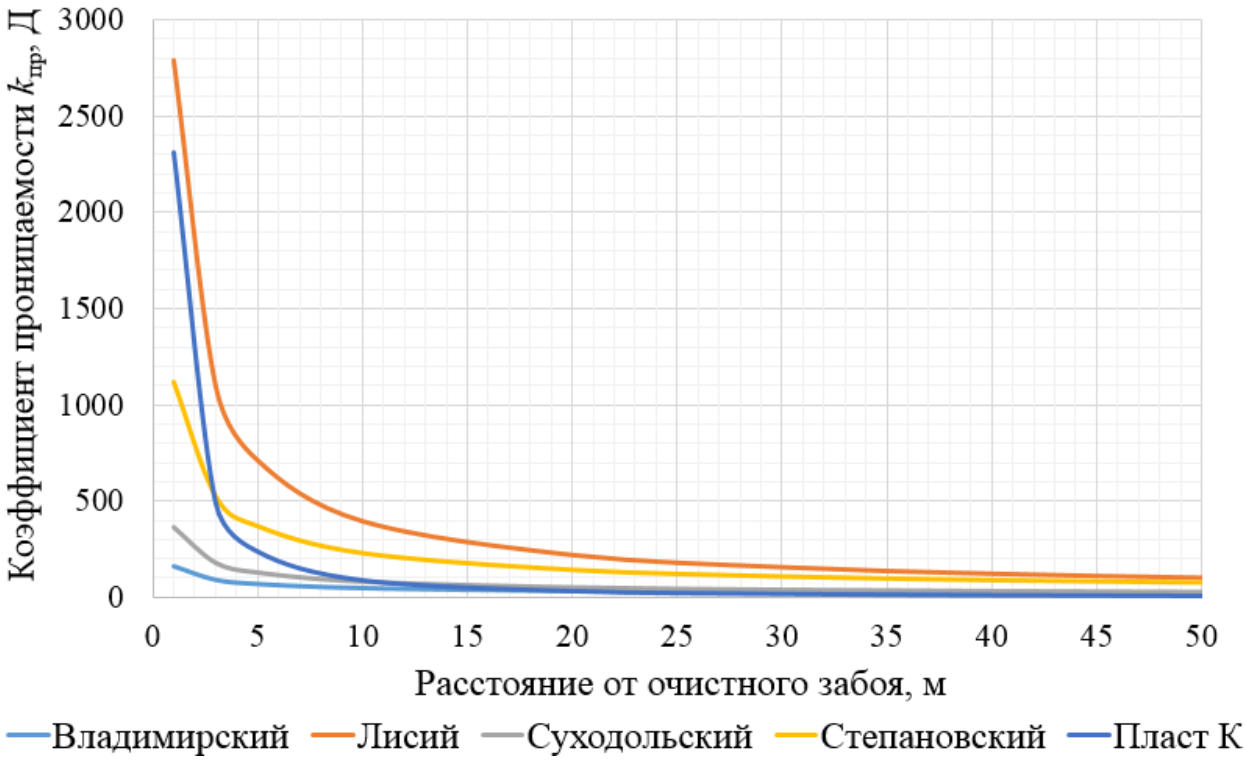
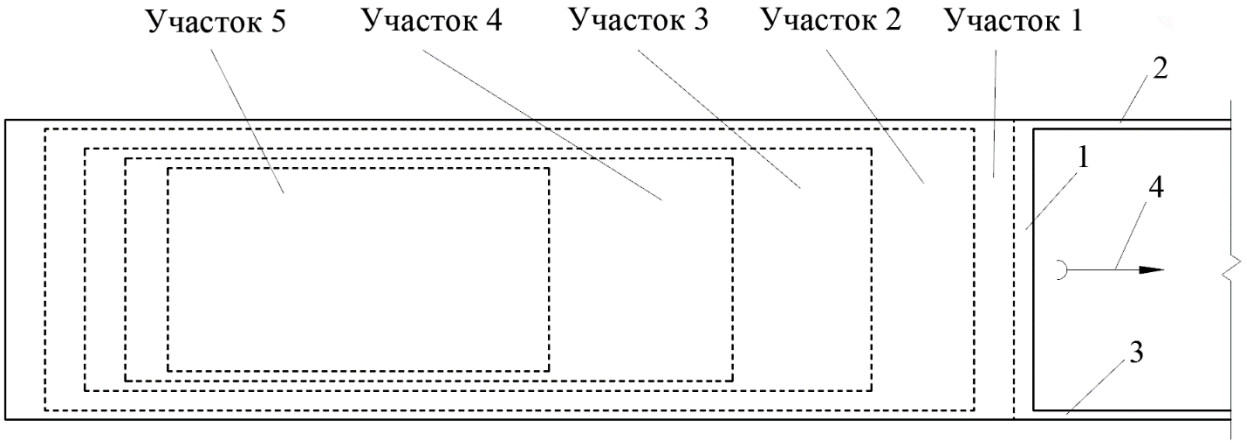


Рисунок 2.14 – Динамика значений коэффициента проницаемости $k_{пр}$, Д, в зависимости от расстояния вглубь ВП для условий пологих пластов Донецкого бассейна



1 – очистной забой; 2 – вентиляционный штрек; 3 – конвейерный штрек; 4 – направление подвигания очистного забоя; Участок 1 – 850-1000 Д; Участок 2 – 200 Д; Участок 3 – 70 Д; Участок 4 – 10 Д; Участок 5 – 5 Д

Рисунок 2.15 – Расположение зон с различными значениями коэффициентов проницаемости $k_{пр.Д}$, Д, в пределах ВП [345]

Установлено, что максимальный коэффициент проницаемости составляет $k_{пр.Д}$ = 850-1000 Д (при $m_в$ = 1,8 м), а на расстоянии от почвы разрабатываемого пласта 6-9 м он снижается до значений, равных $k_{пр.Д}$ = 0,1 Д.

При уплотнении пород в результате сдвижения массива коэффициент проницаемости по краям ВП остаётся равным $k_{пр.Д}$ = 1000 Д, а в центральной части уменьшается до значений, равных $k_{пр.Д}$ = 5-100 Д [333, 336, 344, 345].

Значения аэродинамических параметров зоны обрушения ($k_{пр}$ и $l_{ш}$), полученные по результатам как отечественных, так и зарубежных исследований, позволяют выполнить настройку и верификацию математической модели оценки аэродинамических параметров зон обрушения при развитии геомеханических процессов для условий пологих пластов.

2.1.6 Методика и результаты обработки данных замеров скорости воздуха в выработках, проветриваемых за счёт турбулентной диффузии

Выполнены экспериментальные исследования движения воздуха в тупиковых выработках, проветриваемых за счёт турбулентной диффузии, в виде замеров скорости потока воздуха в горных выработок шахты «Есаульская» (Кузнецкий бассейн). Замеры проводились с использованием анемометра АПР-2м (рисунок 2.16) [17, 116, 118, 284]. В каждом сечении замер скоростей потока воздуха выполнен в трёх плоскостях: у почвы (1), в середине выработки (2) и у кровли (3).

а

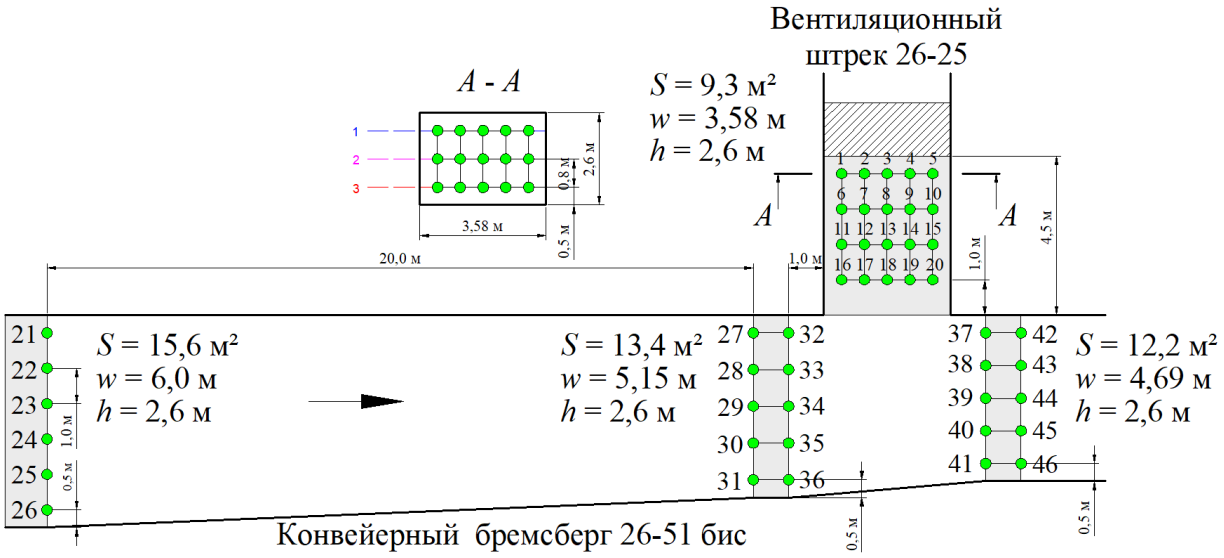
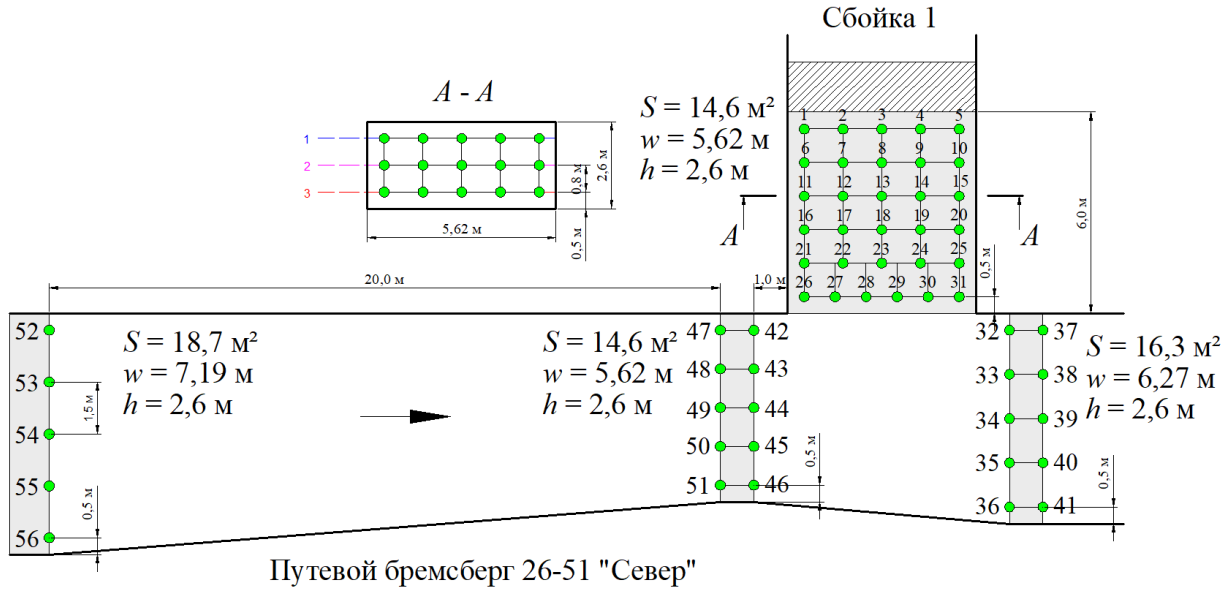


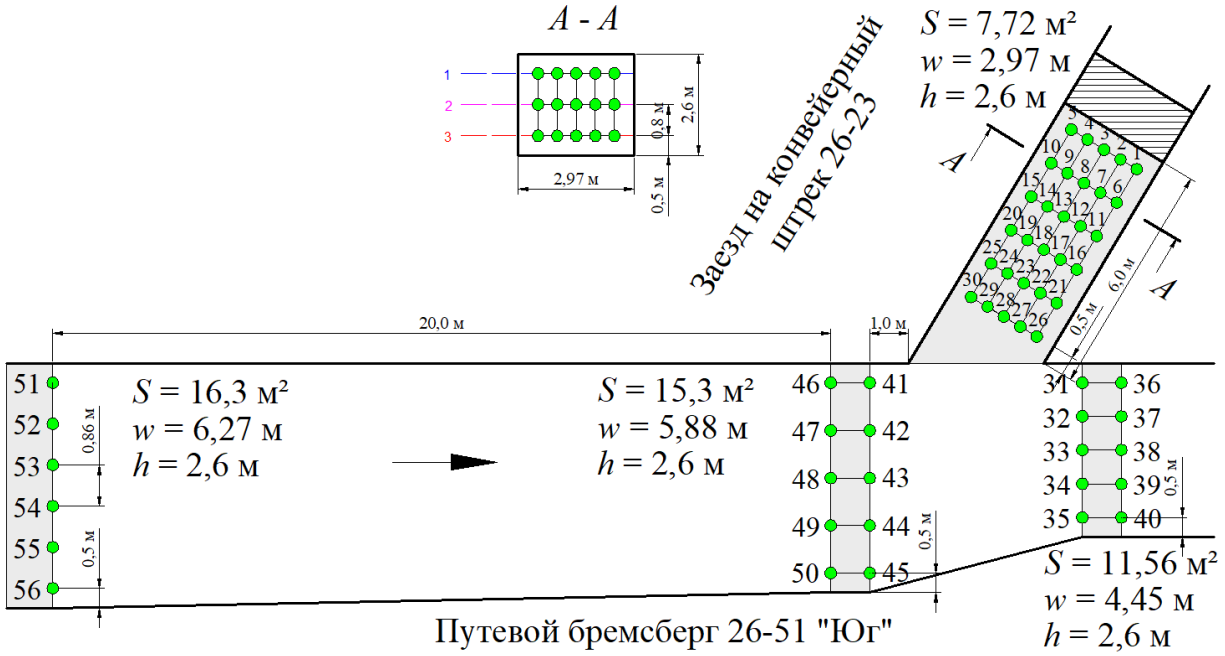
Рисунок 2.16 – Схема размещения станов и точек замеров в выработках (начало)

б



Путевой бремсберг 26-51 "Север"

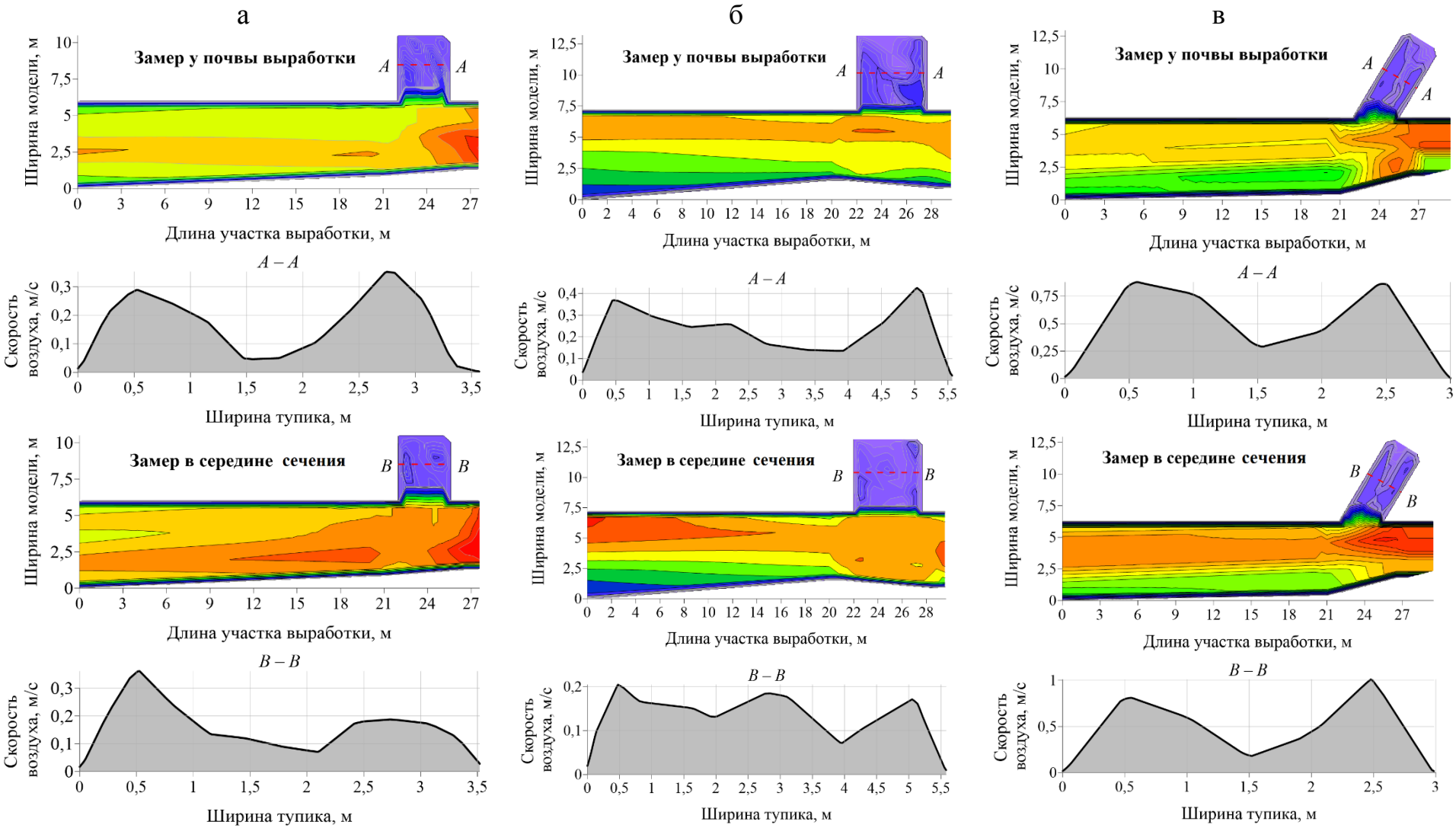
в



Путевой бремсберг 26-51 "Юг"

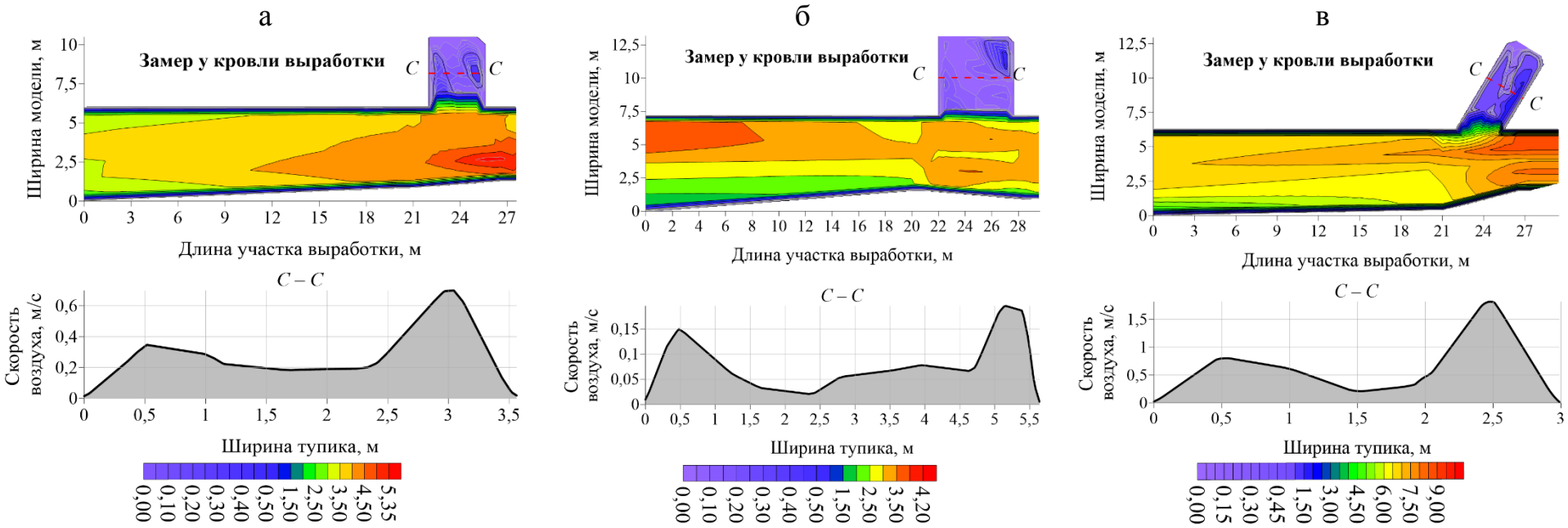
Рисунок 2.16 – Схема размещения станов
и точек замеров в выработках (окочание)

По результатам обработки экспериментальных данных получены распределения скоростей воздуха в тупиках, проветриваемых за счёт турбулентной диффузии, для трёх вариантов топологии выработок. Из рисунков 2.17 и 2.18 видно, что в тупике создаётся пространственное вихревое движение воздуха, на скорость и размеры которого оказывают геометрические размеры выработки, угол примыкания тупика к сквозной выработке, а также скорость потока воздуха, проходящего мимо тупика.



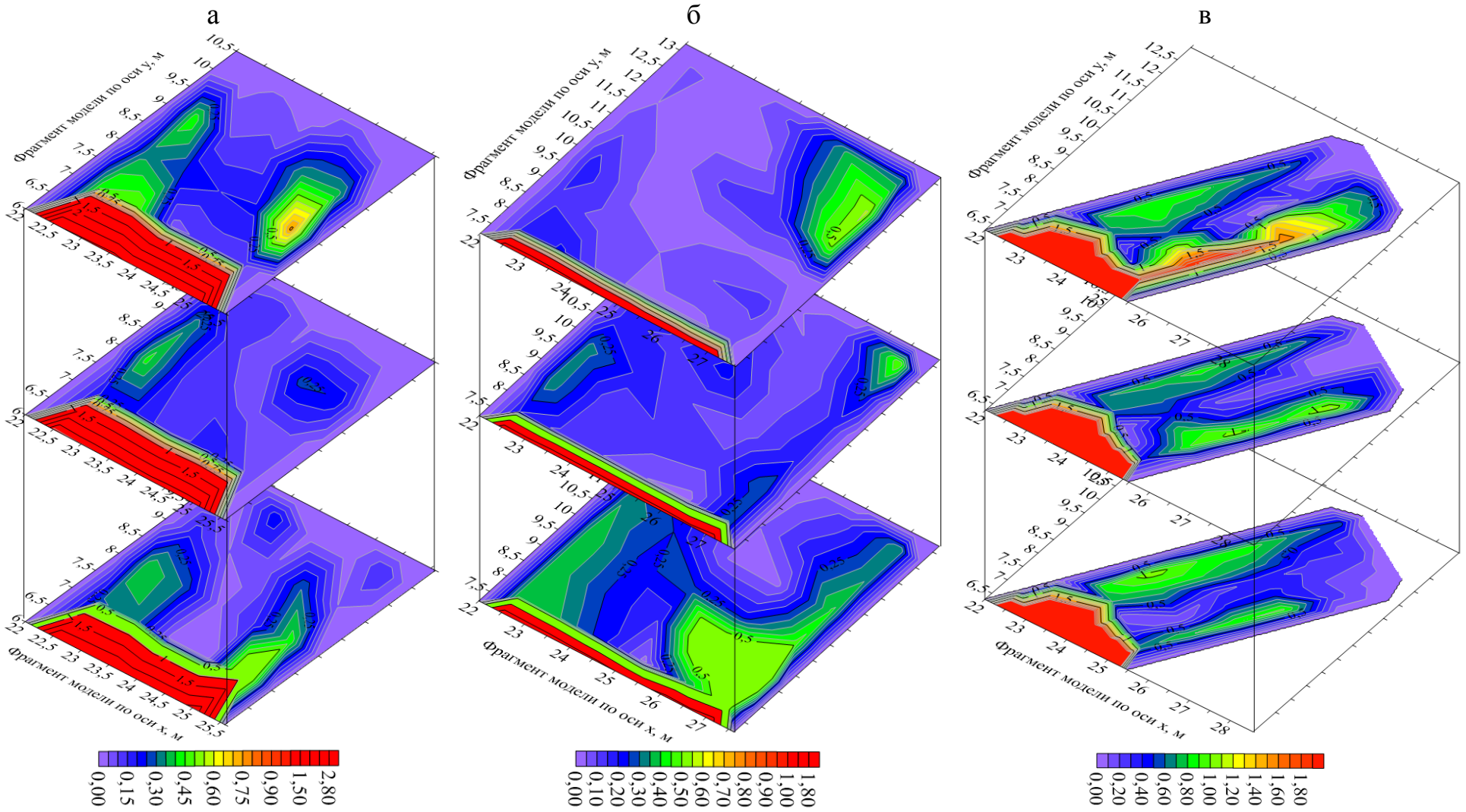
а – для тупика 1 (рисунок 2.16 а); б – для тупика 2 (рисунок 2.16 б); в – для тупика 3 (рисунок 2.16 в)

Рисунок 2.17 – Результаты обработки данных по замерам в сквозной и примыкающей тупиковой выработке, проветриваемой за счёт турбулентной диффузии (начало)



а – для тупика 1 (рисунок 2.16 а); б – для тупика 2 (рисунок 2.16 б); в – для тупика 3 (рисунок 2.16 в)

Рисунок 2.17 – Результаты обработки данных по замерам в сквозной и примыкающей тупиковой выработке, проветриваемой за счёт турбулентной диффузии (окончание)



а – для тупика 1 (рисунок 2.16 а); б – для тупика 2 (рисунок 2.16 б); в – для тупика 3 (рисунок 2.16 в)

Рисунок 2.18 – Изоповерхности распределения скоростей воздуха в тупиках, проветриваемых за счёт турбулентной диффузии

2.1.7 Методика и результаты обработки данных воздушно-депрессионных съёмок шахтных вентиляционных сетей

Всего для 54 угледобывающих предприятий общее количество ветвей составило 157240 шт. Обработка данных произведена в два этапа. На первом этапе отсеивание выполнено в соответствии со следующими критериями-фильтрами [93]:

- ветви с наименованиями «Водоотлив», «Водосборник», «Вентиляционный канал», «Кроссинг», «Поверхностный объект», «Гезенк», «Подготовительная выработка», «Вентиляционная труба», «Скважина», «Вертикальный ствол», «Шурф» и т. п.;

- ветви, для которых не установлены значения контрольного аэродинамического сопротивления $R_к$ (сопротивление геометрически идеальной подземной горной выработки);

- ветви, для которых $R_в$ - $R_к \leq 0$, где $R_в$ – аэродинамическое сопротивление рассматриваемой подземной горной выработки;

- ветви с площадью поперечного сечения менее 4 м^2, шириной или высотой менее 1,8 м;

- ветви по признаку «способ крепления выработки». Отсеяны ветви, не относящиеся к следующим пяти способам крепления из доступного перечня в программе «Вентиляция 2.0»: Незакреплённые; Металлическая арка, между рамами 1 м; Металлическая арка, между рамами 0,5 м; Неполные рамы из железобетонных стоек при калибре 4 или арка при $l_{кр}$ = 1 м в конвейерной выработке; Металлическая арка, между рамами $l_{кр}$ = 0,5 м, с конвейером.

После применения фильтров первого этапа из общей совокупности получены выработки с фактическими сопротивлениями (по результатам ВДС). Всего отобрано 33526 ветви или 21,3 % от общего числа выгруженных ветвей (таблица 2.7).

На втором этапе в целях исключения из анализа выработок, сопротивления которых интегрируют в себя местные и лобовые аэродинамические сопротивления, сопротивления отрицательных регуляторов, а также захламлённых

выработок, выполнено отсеивание ветвей с завышенными значениями коэффициента α. Для этой цели выбраны минимальные значения коэффициента α на каждом интервале величин площади поперечного сечения с отклонением от них не более чем на 10 %. Полученные таким образом коэффициенты α соответствуют реальным выработкам с соответствующим способом крепления. После второго этапа отсеивания данных отобрано 7754 ветви или 4,93 % от общего числа выгруженных ветвей.

Таблица 2.7 – Этапы обработки данных по ветвям [93]

№ п/п	Способ крепления выработки	Всего ветвей	I этап	II этап
1	Выработки, закреплённые анкерной крепью (незакреплённые)	**157240**	19490 (58,1 %)	3275 (42,2 %)
2	Выработки, закреплённые анкерной крепью (незакреплённые), с конвейерной установкой		4555 (13,6 %)	955 (12,3 %)
3	Выработки, закреплённые рамной металлической (арочной) крепью (шаг установки элементов крепи 1 м)		2979 (8,9 %)	1126 (14,5 %)
4	Выработки, закреплённые рамной металлической (арочной) крепью (шаг установки элементов крепи 1 м), с конвейерной установкой		1678 (5,0 %)	429 (5,6 %)
5	Выработки, закреплённые рамной металлической (арочной) крепью (шаг установки элементов крепи 0,5 м)		3053 (9,1 %)	1534 (19,8 %)
6	Выработки, закреплённые рамной металлической (арочной) крепью (шаг установки элементов крепи 0,5 м), с конвейерной установкой		1771 (5,3 %)	435 (5,6 %)
Итого:			**13982 (100 %)**	**7754 (100 %)**

На каждом этапе обработка выполнена с использованием разработанной на языке программирования C++ (vim (notepad++), gcc/g++) программы-утилиты, с выводом результатов в текстовые файлы и последующим построением графиков зависимостей в табличном процессоре LibreOffice Calc. На рисунках 2.19-2.24 приведены полученные регрессионные кривые функции $\alpha(S)$ и указаны аппроксимирующие зависимости, определённые на основе гипотезы об их полиномиальном виде.

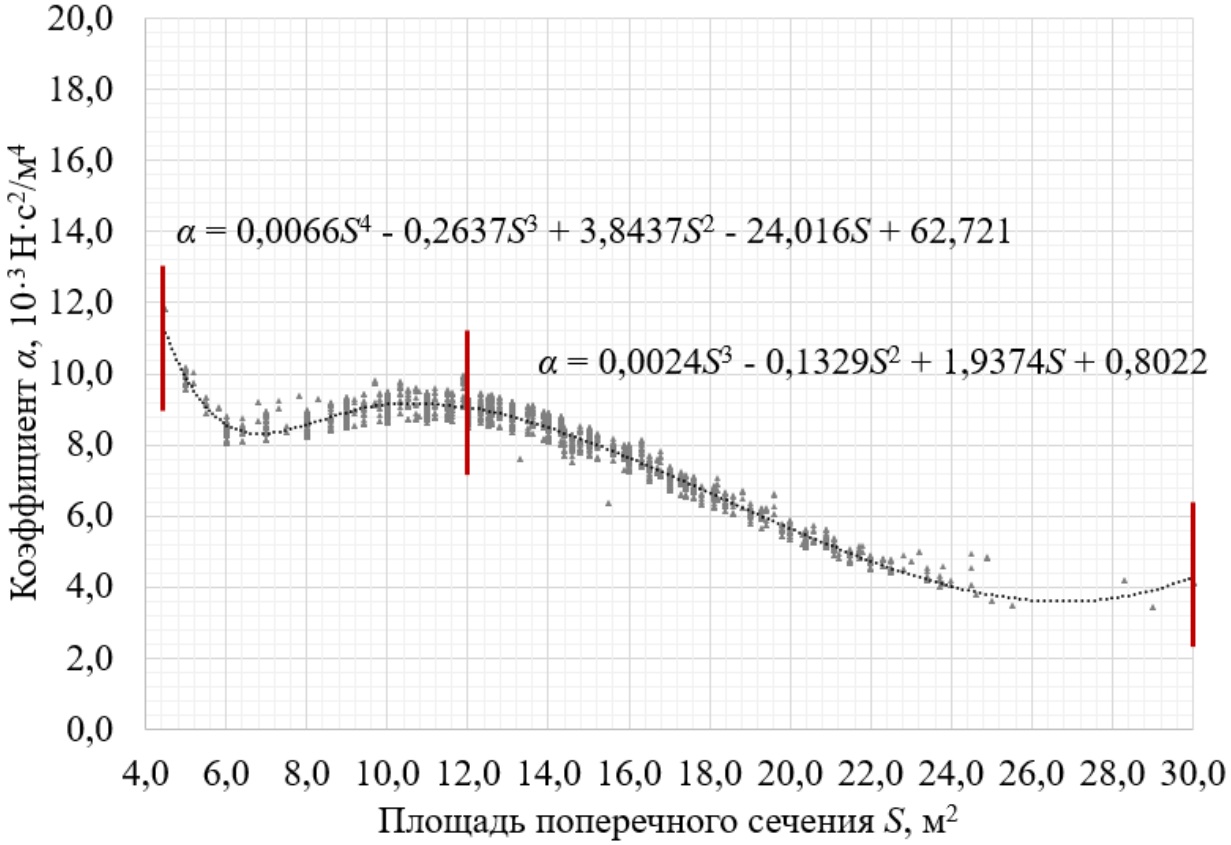


Рисунок 2.19 – Зависимость $\alpha(S)$ для анкерного способа крепления горных выработок

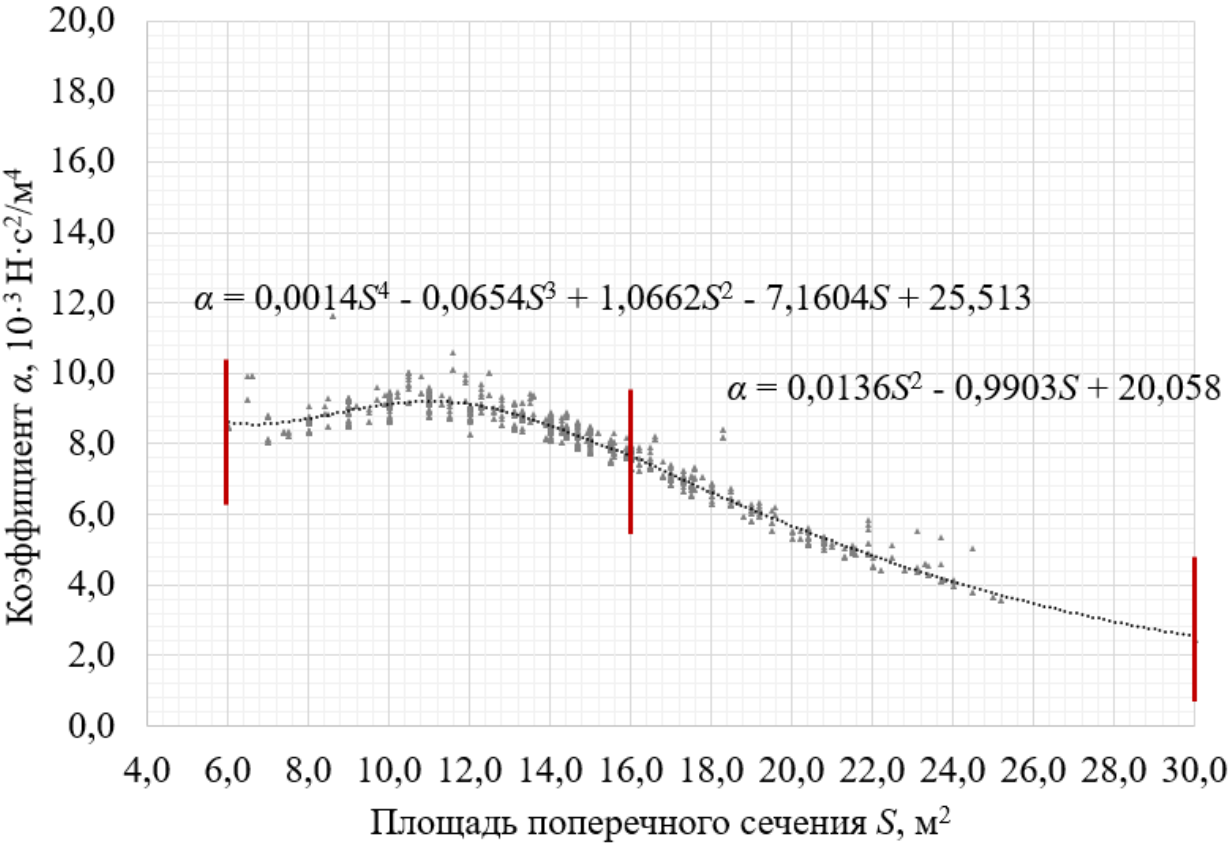


Рисунок 2.20 – Зависимость $\alpha(S)$ для анкерного способа крепления горных выработок с конвейером

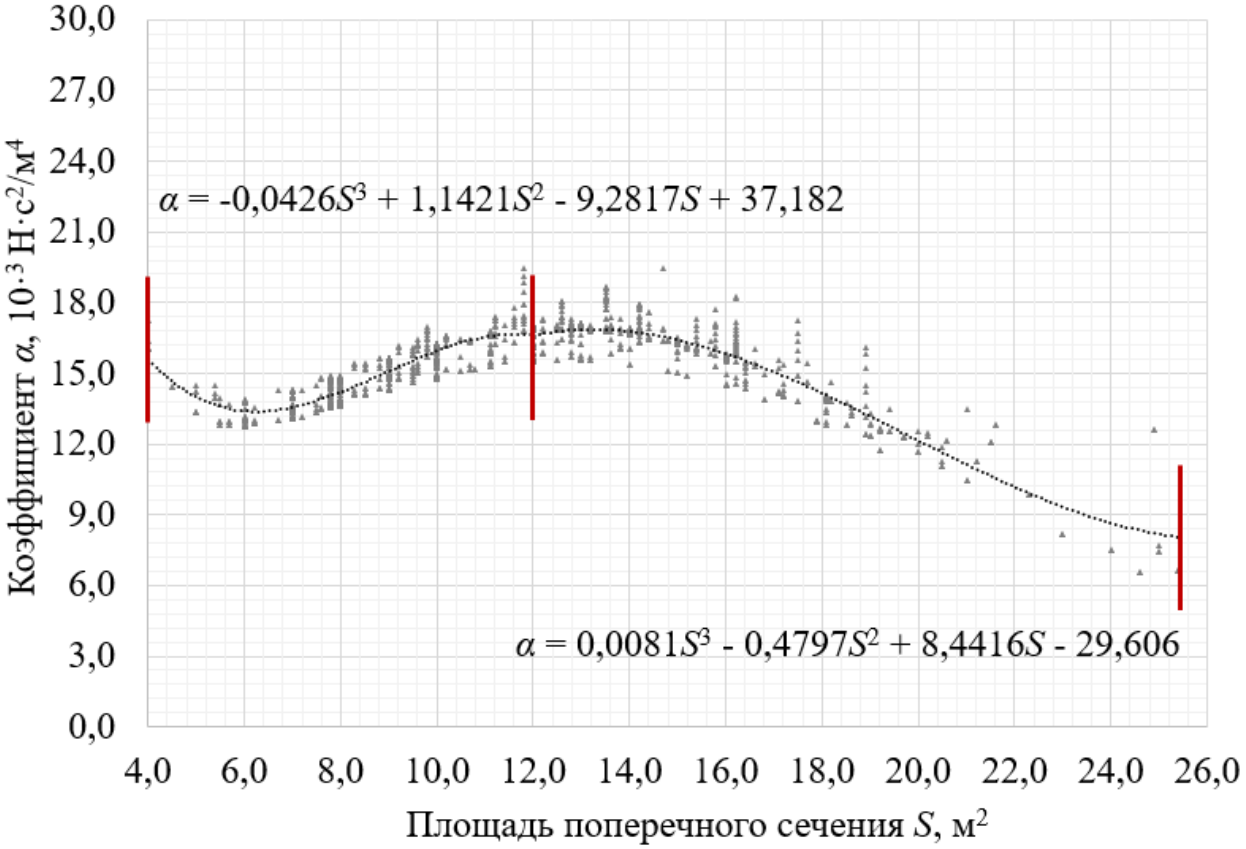


Рисунок 2.21 – Зависимость $\alpha(S)$ для выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) крепью с шагом установки элементов 0,5 м

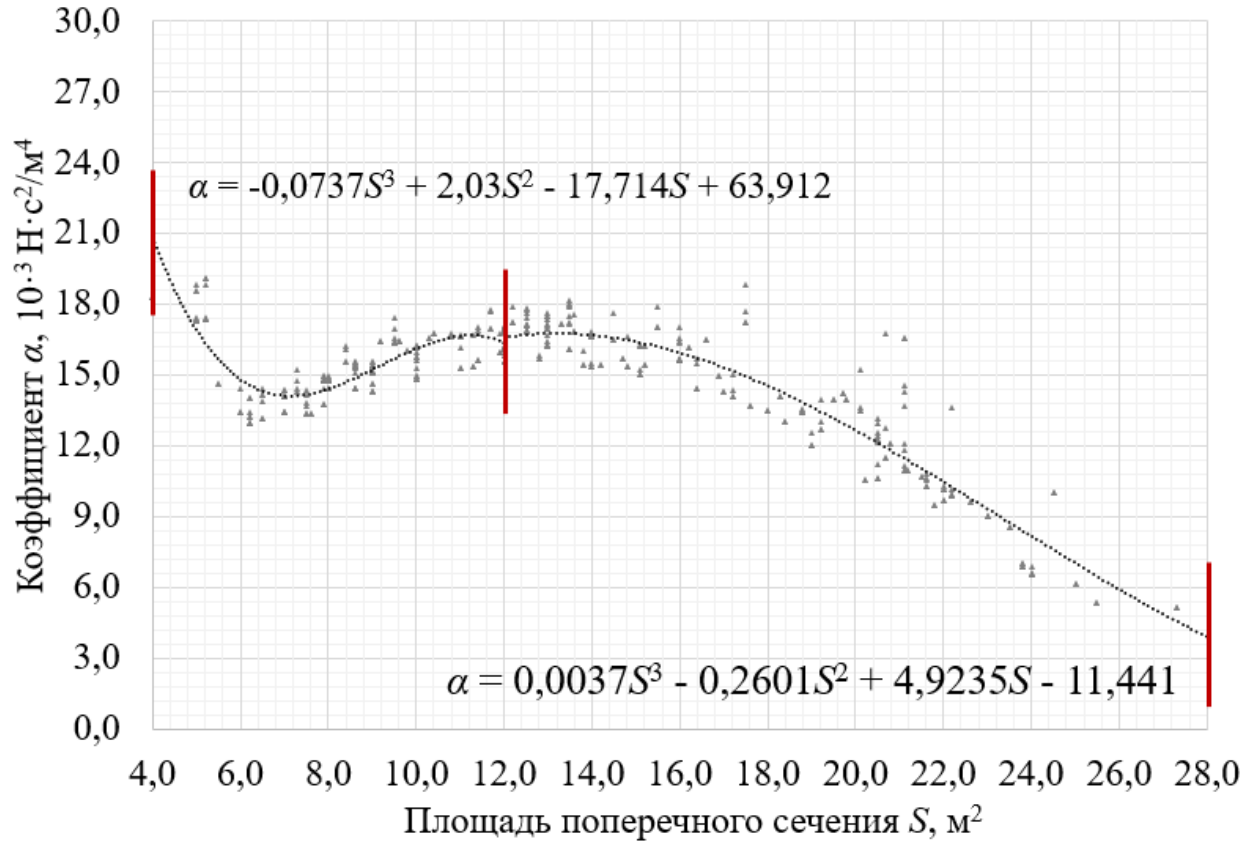


Рисунок 2.22 – Зависимость $\alpha(S)$ для выработок с конвейером, закреплённых рамной металлической (арочной) крепью с шагом установки элементов 0,5 м

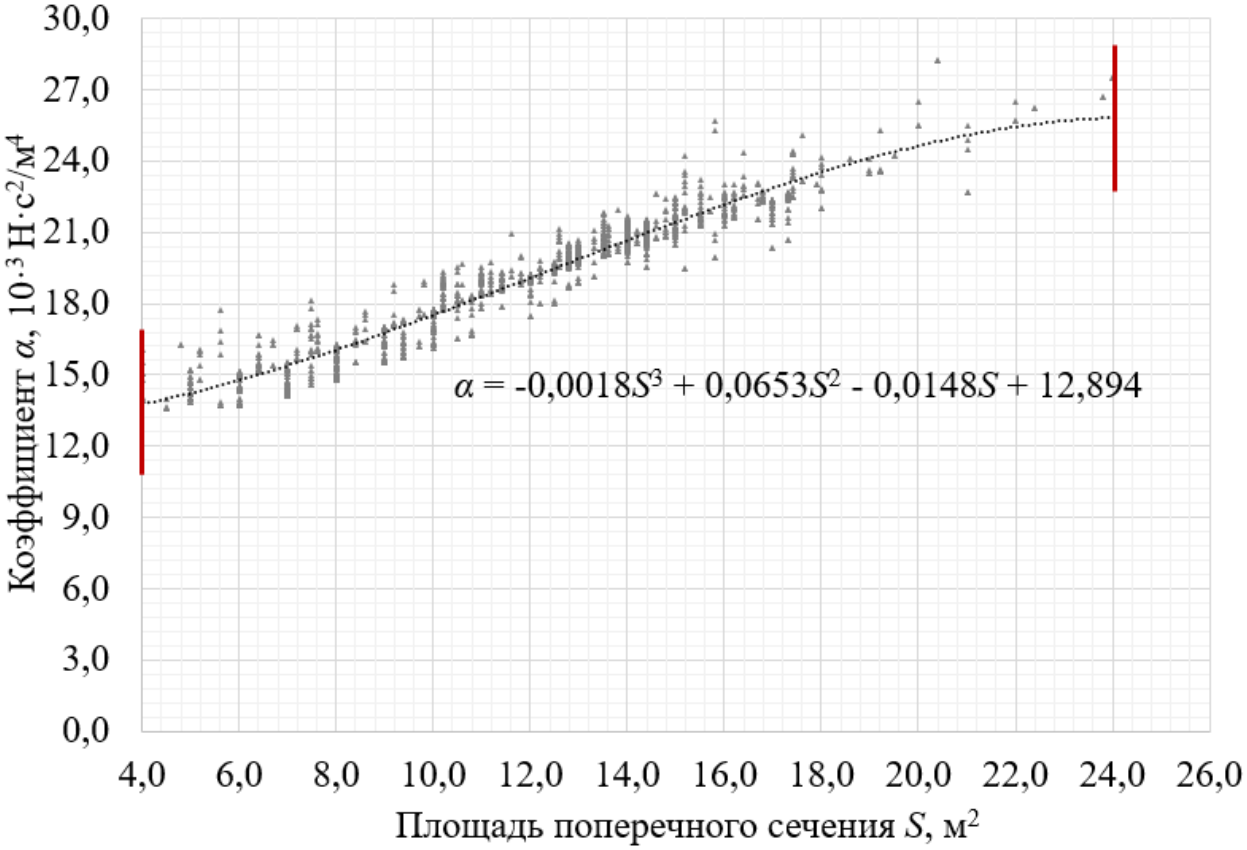


Рисунок 2.23 – Зависимость $\alpha(S)$ для выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) крепью с шагом установки элементов 1,0 м

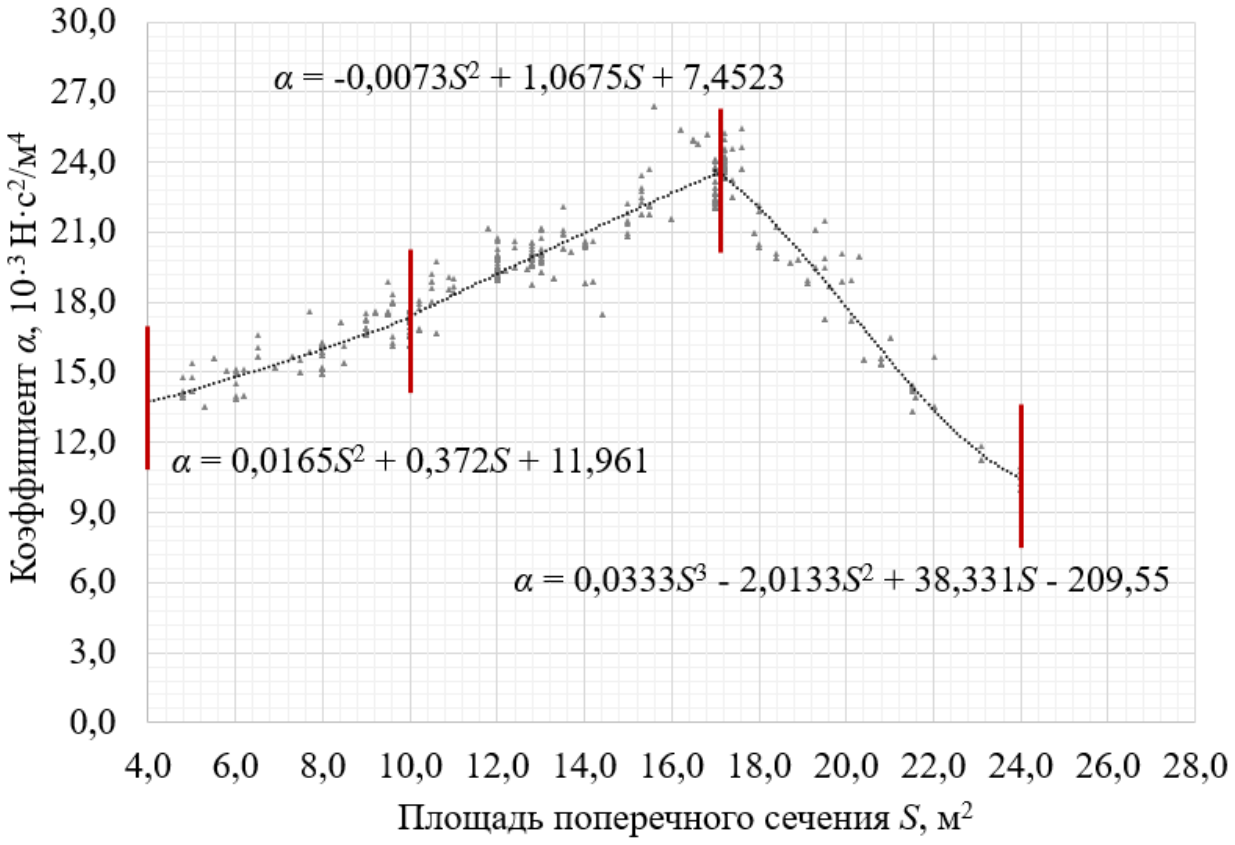


Рисунок 2.24 – Зависимость $\alpha(S)$ для выработок с конвейером, закреплённых рамной металлической (арочной) крепью с шагом установки элементов 1,0 м

В таблицу 2.8 сведены полученные зависимости $\alpha(S)$ для выработок с различным способом крепления, а на рисунке 2.25 приведён сводный график зависимостей $\alpha(S)$. По результатам анализа зависимостей $\alpha(S)$, а также в виду того, что в настоящее время новые выработки сечением менее 6,0 м^2 на горных предприятиях не проводятся, а для выработок более 20-24 м^2 не достаточно фактических данных, диапазон сечений для всех способов крепления скорректирован до 6-24 м^2. По этой же причине для зависимости $\alpha(S)$ для выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) крепью с шагом установки элементов крепи $l_{кр}$ = 0,5 м, диапазон ограничен до 17 м^2.

Таблица 2.8 – Зависимости $\alpha(S)$ для горных выработок [93]

Способ крепления выработки	Зависимость $\alpha(S)$
Анкерная крепь	
Без конвейера: - для S = 6-12 м^2 - для S = 12-24 м^2	 $\alpha = 0{,}0066S^4 - 0{,}2637S^3 + 3{,}8437S^2 - 24{,}016S + 62{,}721$ $\alpha = 0{,}0024S^3 - 0{,}1329S^2 + 1{,}9374S + 0{,}8022$
С конвейером: - для S = 6-16 м^2 - для S = 16-24 м^2	 $\alpha = 0{,}0014S^4 - 0{,}0654S^3 + 1{,}0662S^2 - 7{,}1604S + 25{,}513$ $\alpha = 0{,}0136S^2 - 0{,}9903S + 20{,}058$
Рамная металлическая (арочная) крепь (шаг установки элементов – $l_{кр}$ = 0,5 м)	
Без конвейера: - для S = 6-12 м^2 - для S = 12-24 м^2	 $\alpha = -0{,}0426S^3 + 1{,}1421S^2 - 9{,}2817S + 37{,}182$ $\alpha = 0{,}0081S^3 - 0{,}4797S^2 + 8{,}4416S - 29{,}606$
С конвейером: - для S = 6-12 м^2 - для S = 12-24 м^2	 $\alpha = -0{,}0737S^3 + 2{,}03S^2 - 17{,}714S + 63{,}912$ $\alpha = 0{,}0037S^3 - 0{,}2601S^2 + 4{,}9235S - 11{,}441$
Рамная металлическая (арочная) крепь (шаг установки элементов – $l_{кр}$ = 1,0 м)	
Без конвейера: для S = 6-17 м^2	$\alpha = -0{,}0018S^3 + 0{,}0653S^2 - 0{,}0148S + 12{,}894$
С конвейером: - для S = 6-10 м^2 - для S = 10-17 м^2 - для S = 17-24 м^2	 $\alpha = 0{,}0165S^2 + 0{,}372S + 11{,}961$ $\alpha = -0{,}0073S^2 + 1{,}0675S + 7{,}4523$ $\alpha = 0{,}0333S^3 - 2{,}0133S^2 + 38{,}331S - 209{,}55$

По результатам анализа данных практических замеров, также отмечено, что 67719 ветвей обладают сечением более 10 м^2, из них 45641 (67,4 %) – 10-16 м^2, 16865 (24,9 %) – 16-21 м^2 и 5213 (7,7 %) более 21 м^2, а для горных выработок с сечением свыше 16 м^2 существует дефицит практических данных по их аэродинамическим параметрам.

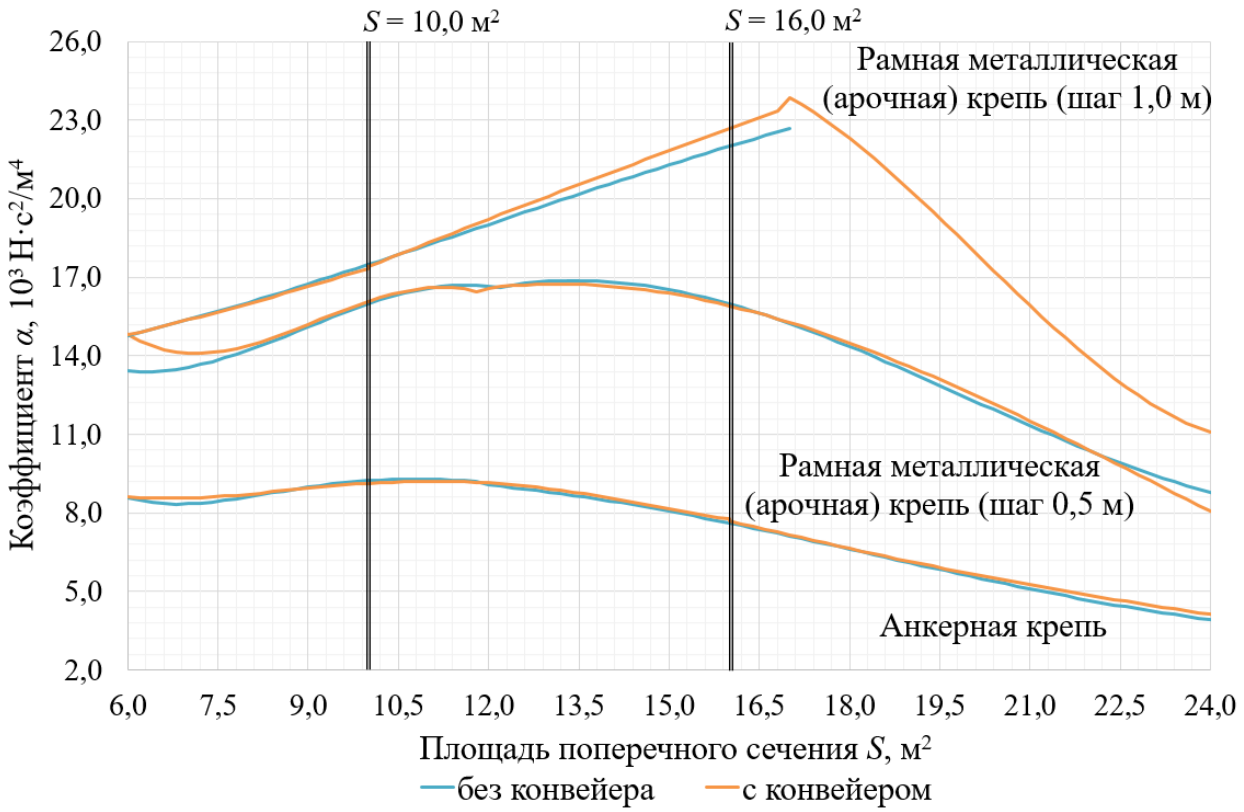
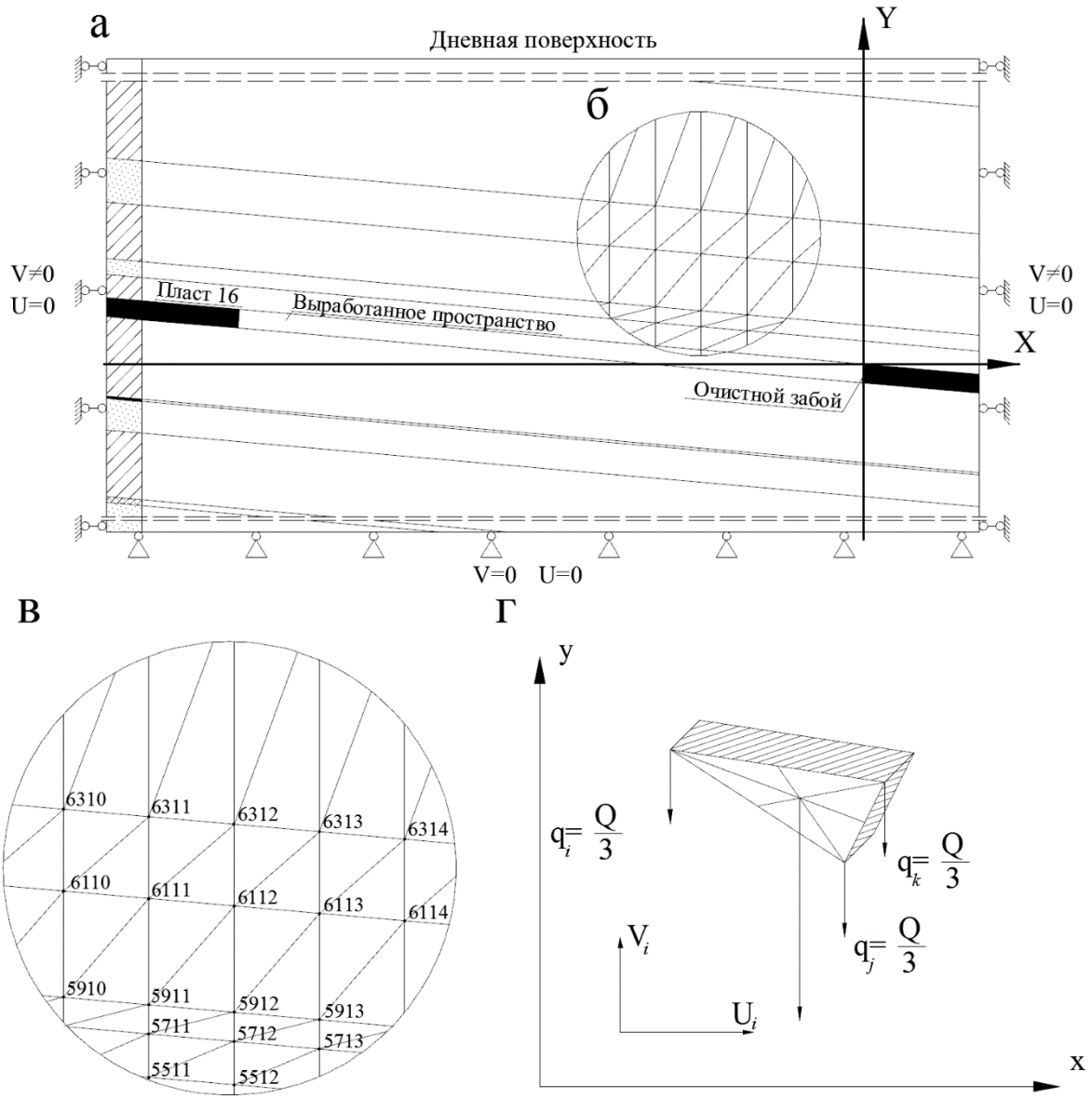


Рисунок 2.25 – Сводный график зависимостей $\alpha(S)$ для разных способов крепления горных выработок

При проведении замеров в подземных горных выработках с площадью поперечного сечения менее 10 м^2 возникают погрешности определения средней скорости потока воздуха из-за его возмущений замерщиком. Для корректировки этого влияния используются специальные табличные коэффициенты. При площадях сечений же более 16 м^2 появляются трудности их обвода анемометром (высота выработки), а также значительные погрешности замеров величины падения депрессии между станами из-за малости её значений на 100-метровых участках. Вследствие этого для результатов практических замеров выделены значения коэффициентов α в диапазоне площадей поперечных сечений S от 10 до 16 м^2.

2.2 Адаптация геомеханической модели оценки напряжённо-деформированного состояния геомассива

На рисунке 2.26 приведён пример дискретизации модели геомассива горных пород на КЭ в авторской программе «Геомеханика» [20-23, 288], для чего использованы горно-геологические данные шахты «Абашевская».



а – фрагмент расчётной области модели геомассива; б – концептуальная схема разделения слоёв на КЭ; в – схема нумерации вершин КЭ; г – схема распределения веса пород в КЭ по вершинам; V, U – соответственно, вертикальные и горизонтальные смещения; Q – вес пород в пределах каждого элемента; *i*, *j*, *k* – узловые точки; q – часть веса пород в пределах каждого элемента, приходящегося на одну узловую точку

Рисунок 2.26 – Схема дискретизации модели геомассива на КЭ (построена с использованием источников [50, 142, 230])

Для задания горно-геологического строения геомассива используется 100 слоёв/подслоёв с мощностью каждого от 0,05 до 100 м. Количество вертикальных линий на модели принято равным 200, шаг их расстановки зависит от поставленной задачи с возможным сгущением в интересующей области. Таким образом, двумерная геометрическая модель разбивается на 39800 трёхузловых КЭ.

Так как геомеханическая задача решается в перемещениях, то на границах для минимизации потенциальной энергии системы трёхузловых КЭ задаются следующие граничные условия (рисунок 2.26): на боковых границах – вертикальные смещения V≠0 и горизонтальные смещения U=0; на нижней границе – вертикальные смещения V=0 и горизонтальные смещения U=0.

Неоднородность и слоистость геомассива задаётся различными значениями модуля деформации и коэффициента Пуассона в смежных КЭ.

В целях адаптации программы «Геомеханика» к модели геомассива для расчёта геомеханических параметров зоны обрушения использованы горно-геологические условия, приведённые в пп.2.1.2 и 2.1.3. Заданы следующие геометрические размеры двумерной модели: по горизонтальной оси OX – 1500-2500 м, по вертикальной оси OY (глубина разработки) – 300-800 м.

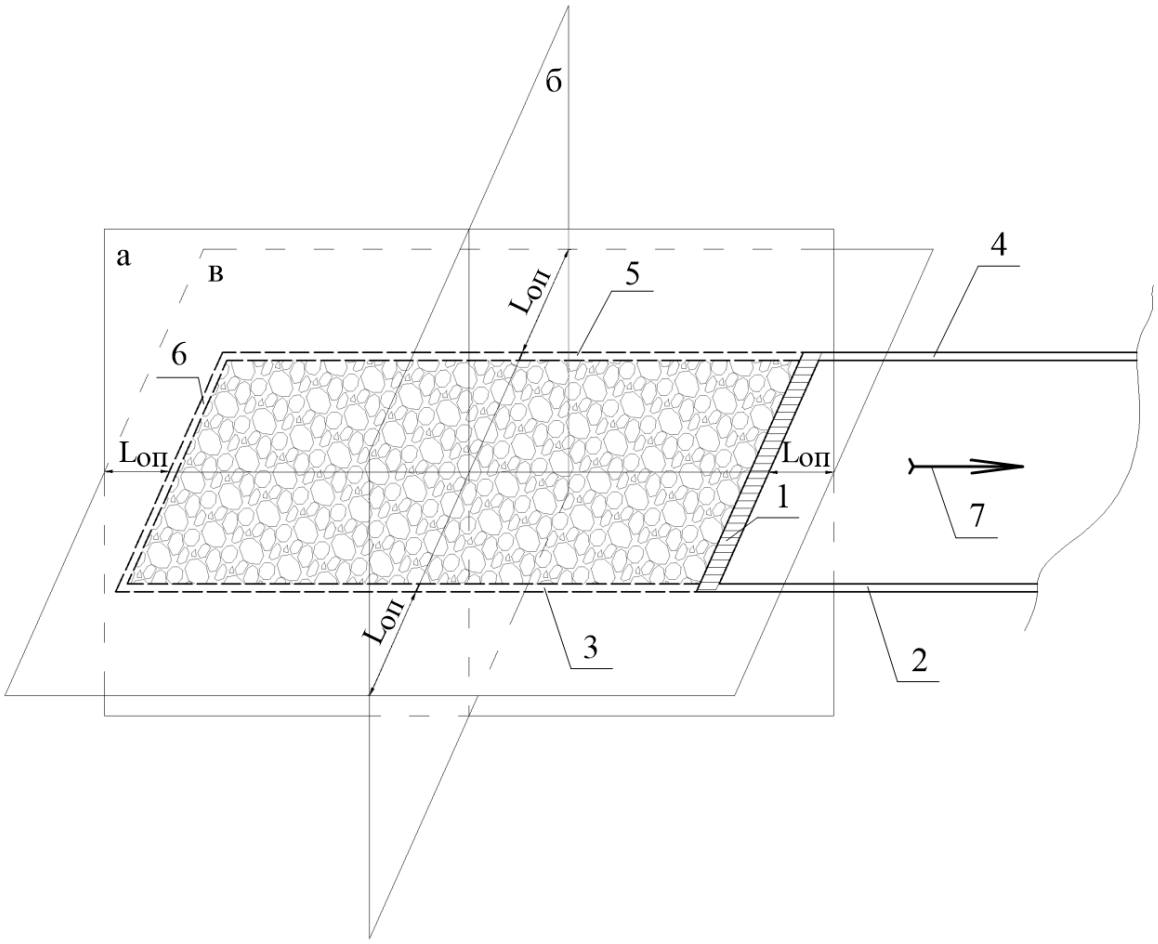
В связи с тем, что программа «Геомеханика» выполняет вычисления в двухмерной постановке задач, при моделировании для оценки поведения геомассива необходимо рассматривать два главных сечения зоны сдвижения горных пород (рисунок 2.27) [81]: главное сечение зоны сдвижения по линии движения очистного забоя (далее – первое сечение); главное сечение, перпендикулярное линии движения очистного забоя (далее – второе сечение).

На рисунках 2.28 приведены контуры зоны сдвижения построенные для двух сечений по координатам, определённым по [14, 15]. Использованы следующие обозначения: 1-4 – вершины контура границы зоны сдвижения в кровле пласта; I-IV – в почве пласта; $L_{\text{оп}}$ – ширина зоны опорного давления.

Решаемая система трёхмерных уравнений в декартовой системе координат (далее – ДСК) записывается в следующем виде [53, 145, 163, 249]:

$$\sum_{i=1}^{i=3} \frac{\partial}{\partial x_i} \sigma_{ki} + \rho X_k = 0 \left(\rho_{\text{п}} \frac{\partial^2 u_k}{\partial t^2} \right) \ (i,k = 1,2,3), \tag{2.1}$$

$$\varepsilon_{ik} = \frac{1}{2} \left(\frac{\partial u_i}{\partial x_k} + \frac{\partial u_k}{\partial x_i} \right) \ (i,k = 1,2,3), \tag{2.2}$$



а – первое сечение; б – второе сечение; в – плоскость пласта;
1 – очистной забой; 2, 3 – конвейерный штрек и его погашаемая часть;
4, 5 – вентиляционный штрек и его сохраняемая часть; 6 – монтажная камера;
7 – направление подвигания забоя; $L_{оп}$ – ширина зоны опорного давления

Рисунок 2.27 – Главные сечения зоны сдвижения [81]

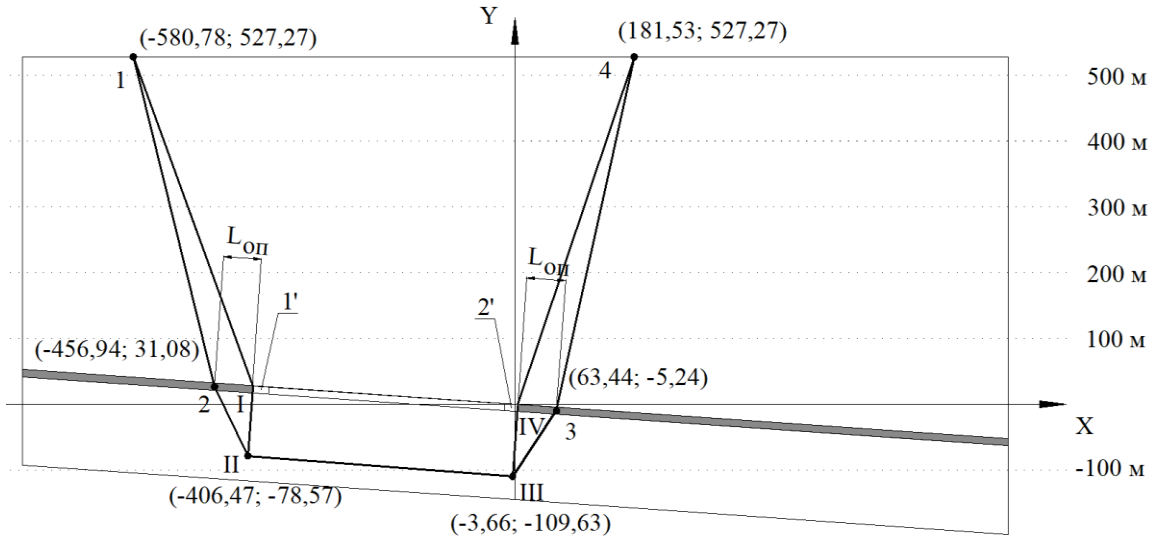
$$\begin{cases} \varepsilon_x = \frac{1}{E}\left[\sigma_x - \mu_п(\sigma_y + \sigma_z)\right]; \gamma_{xy} = \tau_{xy}/G \\ \varepsilon_y = \frac{1}{E}\left[\sigma_y - \mu_п(\sigma_z + \sigma_x)\right]; \gamma_{yz} = \tau_{yz}/G, \\ \varepsilon_z = \frac{1}{E}\left[\sigma_z - \mu_п(\sigma_x + \sigma_y)\right]; \gamma_{zx} = \tau_{zx}/G \end{cases} \quad (2.3)$$

$$G = \frac{E}{2(1+\mu_п)}, \quad (2.4)$$

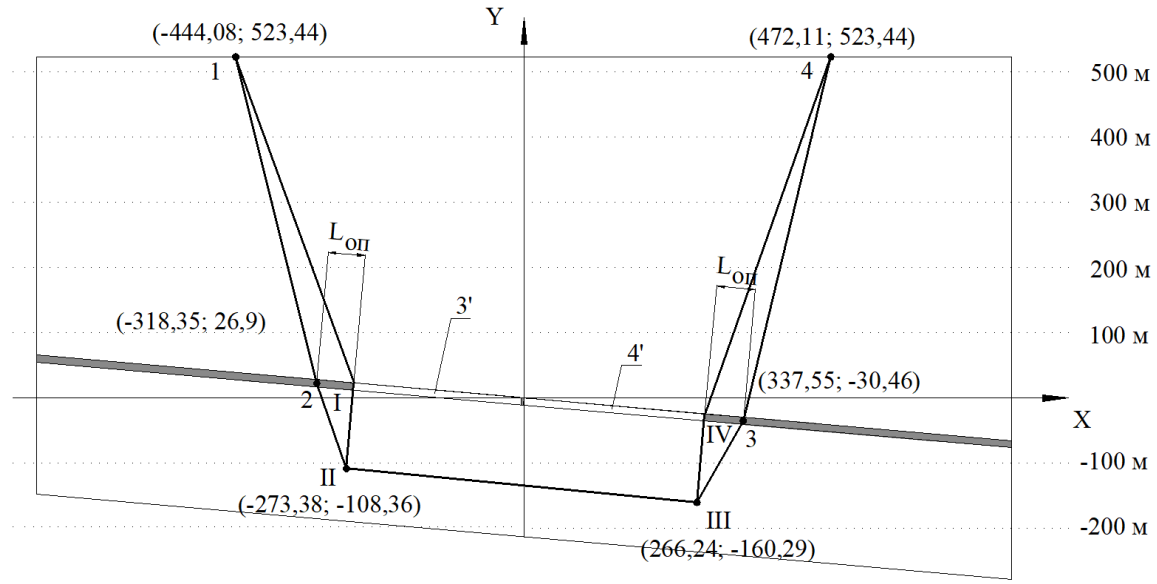
где X_k – компоненты объёмной силы; $\rho_п$ – плотность слоёв пород; t – время; σ_x, σ_y, σ_z – нормальные напряжения, параллельные координатным осям x, y, z на трёх взаимно перпендикулярных площадках, проведённых через данную точку, для которых внешние нормали соответственно параллельны осям x, y,

z; τ_{xy}, τ_{xz} – касательные напряжения, параллельные оси x, на площадках с нормалями, соответственно параллельным осям y и z; τ_{yx}, τ_{yz} – то же, параллельные оси y, на площадках с нормалями, соответственно параллельным осям x и z; τ_{zx}, τ_{zy} – то же, параллельные оси z, на площадках с нормалями, соответственно параллельным осям x и y; u, v, w – проекции на неподвижные координатные оси (x, y, z) действительного смещения рассматриваемой точки тела; E и G – модули упругости первого и второго рода; $\mu_п$ – коэффициент Пуассона.

а



б



а – для первого сечения при длине ВП равной 404 м; б – для второго сечения при длине очистных забоев в/у 16-17 и 16-15, соответственно, 267 и 250 м
1' – монтажная камера; 2' – очистной забой; 3' – в/у 16-15; 4' –в/у 16-17
Рисунок 2.28 – Границы зоны сдвижения пород геомассива

2.3 Разработка и адаптация математической модели геомеханических и аэрогазодинамических процессов в зоне обрушения

2.3.1 Построение физической модели процессов обрушения, дезинтегрирования и уплотнения пород

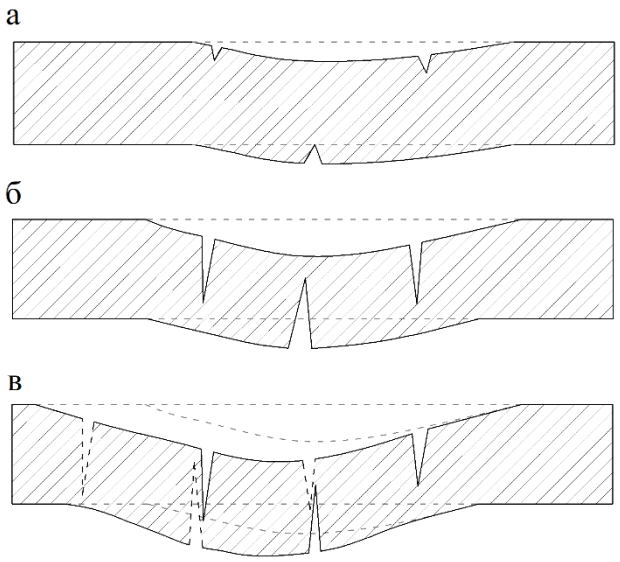
Физическая модель процессов обрушения пород кровли в ВП и зону обрушения, их дезинтегрирования и уплотнения в ходе дальнейшего сдвижения геомассива описывается следующим образом [54, 57-63, 68, 69, 77, 84, 85, 235, 236, 246, 249, 302, 333]:

1. Отработка выемочного столба вызывает деформацию пород непосредственной кровли, которая начинается с постепенного прогиба её слоёв, нарушается исходное равновесие толщи. По мере увеличения площади ВП, при отходе от монтажной камеры, в движение приходят всё большие участки подрабатываемого геомассива, изменяется его напряжённое состояние, а на отдельных участках и структура: увеличивается прогиб слоёв, развиваются системы трещин (рисунок 2.29). При достижении предела прочности данной квазисплошной среды нижележащие слои расслаиваются и отделяются от вышележащих, разрушаются по системам трещин на отдельные блоки размером, определяемым расстоянием между системами естественных трещин $l_{тр}$ (рисунок 1.14), и обрушаются в созданную ведением горных работ пустоту. При этом обрушение слоёв непосредственной и основной кровли протекает с некоторым установившимся шагом.

2. При потере прочности происходит разлом непосредственной кровли на блоки сравнительно небольших размеров, которые при падении поворачиваются, а после укладываются в основном закономерно.

3. При укладывании куски горных пород образуют «гребни» по простиранию и падению, вследствие налегания блоков обрушающихся слоёв друг на друга (рисунок 1.16). Расстояние между ними равно шагу обрушения. В местах гребней коэффициент разрыхления достигает $k_р = 2{,}0$ и более. Над обрушенными породами образуется свободное пространство – свободная мощ-

ность $h_{св}$. Если она получается больше 2,0-2,5 мощности очередного вышележащего слоя породы $m_{обр.сл}$, то последний может также беспорядочно обрушиться. Таким образом, принимается, что при вынимаемой мощности $m_в$ от 1,2 до 2,0 м максимальный коэффициент разрыхления $k_{р.max}$ достигает значений 1,8, при значениях $m_в$ от 2,1 до 3,5 м – $k_{р.max}$ = 2,0, а при $m_в$ свыше 3,5 м – $k_{р.max}$ = 2.1 [84, 85].



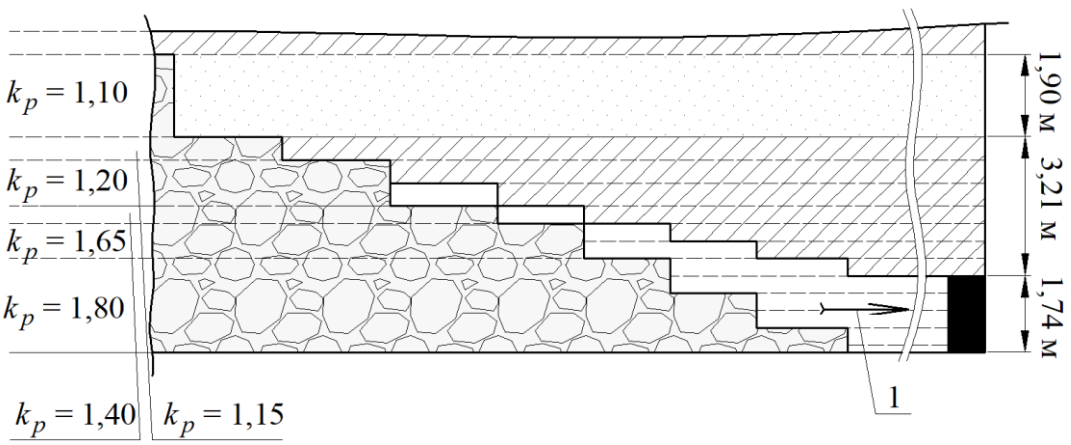
а – первое появление трещин в изгибающемся слое; б – развитие трещин в этом слое; в – образование новых трещин в изгибающемся слое и разрушение слоя при знакопеременных деформациях

Рисунок 2.29 – Схема образования и развития трещин в слое [246]

4. Вслед за обрушением первого слоя пород кровли обрушается второй слой. Размеры обломившихся блоков второго слоя почти такие же, как и при обрушении первого. Вследствие разрыхления пород первого слоя высота падения пород второго слоя будет меньшей и вторичное разрыхление при ударе падающих блоков второго слоя также уменьшится. Коэффициент разрыхления пород второго слоя в местах разломов достигает $k_р$ = 2,0.

5. Обрушение последующих слоёв непосредственной кровли происходит аналогично второму слою до тех пор, пока расстояние между гребнями последнего из обрушившихся пород n и не обрушившимся слоем n + 1 окажется несколько меньшим мощности слоя n + 1.

6. В зоне обрушения степень разрыхления слоёв до слоя n + 1, при прочих равных условиях, уменьшается в направлении снизу вверх, от слоя к слою, по мере снижения высоты обрушения и прекращения вращения блоков. Коэффициент разрыхления верхних слоёв зоны обрушения уменьшается до значений $k_р$ = 1,10-1,15 (рисунок 2.30).



1 – направление подвигания очистного забоя

Рисунок 2.30 – Распределение значений коэффициента разрыхления $k_р$ в зоне обрушения выемочного участка

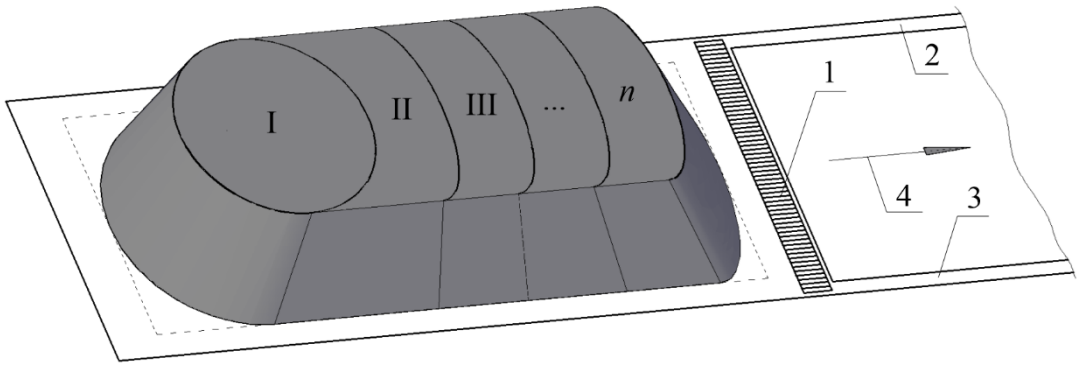
7. Дальнейшее обрушение слоёв происходит без значительного разрыхления, обломившиеся блоки сохраняют связь между собой. Средние значения коэффициентов разрыхления слоёв непосредственной кровли над зоной обрушения находятся в пределах $k_р$ = 1,01-1,05 (1-5 %).

8. По мере удаления от непосредственной кровли значения коэффициентов разрыхления пород уменьшаются до $k_р$ = 1,005-1,003 (0,5-0,3 %) и менее.

9. Несвязное сдвижение отдельных кусков и блоков породы периодически повторяется по мере подвигания очистного забоя. Зона сдвижения массива формируется в виде эллипсоида, углы наклона поверхности которого по оси аппликат соответствуют внутренним углом полных сдвижений ψ_1, ψ_2, ψ_3 (рисунок 2.31).

10. При дальнейшем развитии активной стадии сдвижения геомассива по мере подвигания очистного забоя происходит уплотнение дезинтегрированных и разрыхленных пород. Процесс уплотнения начинается для нижележащих блоков после обрушения вышележащих слоёв горных пород основной

кровли. Высота зоны обрушения при этом постепенно уменьшается. Максимальное уплотнение блоков принято равным 10 % от исходного коэффициента разрыхления $k_р$ слоя обрушенных пород после завершения активной стадии сдвижения.



1 – секции механизированной крепи; 2, 3 – оконтуривающие выемочный столб штреки; 4 – направление подвигания очистного забоя; *I*, *II*, …, *n* – шаги обрушения пород непосредственной и основной кровли (на основе рекомендаций Б.Г. Тарасова, В.А. Колмакова, А.А. Борисова, В.Н. Фрянова и В.И. Мурашева)

Рисунок 2.31 – Принятая концептуальная схема первичного и последующего шагов обрушения слоёв кровли при формировании зоны сдвижения геомассива

2.3.2 Экспериментальные зависимости по оценке высоты зоны обрушения участка геомассива

Высота зоны обрушения пород кровли $h_{обр}$, м, для пологих пластов при их отработке механизированными комплексами длиной 150 и более метров и управлением кровлей полным обрушением не превышает (3-6)$m_в$, где $m_в$ – вынимаемая мощность пласта, м [39, 133, 134, 216, 249, 267]. Её высоту можно оценить с использованием экспериментальных зависимостей, полученных во ВНИМИ [133] (таблица 2.9), а также по формуле, полученной зарубежными исследователями [341, 342]

$$h_{з.обр} = \frac{100 m_в}{c_1 m_в + c_2}, \qquad (2.5)$$

где c_1, c_2 – коэффициенты, зависящие от физико-механических свойств горных пород (таблица 2.10).

Таблица 2.9 – Экспериментальные зависимости ВНИММИ для оценки высоты зоны обрушения $h_{обр}$ в зависимости от вынимаемой мощности $m_в$

Угол падения пласта α, град	Слабые породы кровли	Прочные породы кровли
$\alpha = 0°$	$h_{обр} = -0{,}5746m_в^2+5{,}3541m_в+0{,}3385$	$h_{обр} = -0{,}3986m_в^2+4{,}1093m_в+0{,}5014$
$\alpha = 20°$	$h_{обр} = -0{,}5224m_в^2+5{,}0074m_в+0{,}1243$	$h_{обр} = -0{,}3833m_в^2+3{,}9469m_в+0{,}2543$

Таблица 2.10 – Значения коэффициентов c_1, c_2 для различных горно-геологических условий [341, 342]

Свойства пород кровли	Прочность при сжатии $\sigma_{сж}$, МПа	Коэффициенты	
		c_1	c_2
Прочные и крепкие	> 40	2,1	16
Средней крепости	20-40	4,7	19
Мягкие и слабые	< 20	6,2	32

Фактическая высота зоны обрушения может быть определена по формуле А.А. Борисова [57, 58, 63, 302]

$$h_{обр} = \frac{m_в - h_{св}}{k_{р.ср} - 1}, \quad (2.6)$$

где $m_в$ – вынимаемая мощность, м;

$h_{св}$ – предел свободного опускания основной кровли, м;

$k_{р.ср}$ – средняя величина коэффициента разрыхления.

Над зоной обрушения формируется зона трещин и разломов, в которой развиваются почти вертикальные секущие трещины и трещины по напластованию, формирующие породные блоки. Её высота находится в диапазоне значений $h_{тр} = (28\text{-}42)m_в$ [54].

2.3.3 Разработка математической модели оценки аэродинамических параметров зоны обрушения при развитии геомеханических процессов

На основе построенной физической модели разработана соответствующая математическая модель, связывающая геомеханические и аэрогазодинамические процессы, происходящие в высокопроницаемой среде зоны обрушения [8, 14, 41, 44, 46, 57-61, 76, 80, 84, 85, 87, 92, 94, 110, 113, 120, 123, 127, 133, 170, 178, 179, 186, 212, 224, 238-241, 250, 252, 258, 264, 277, 278, 280, 288,

312, 330, 333-336, 338, 342-345]. Она отличается от ранее предлагаемых учётом влияния следующих основных параметров [312]: вынимаемая мощность $m_{\text{в}}$; трещиноватость слоёв кровли пласта (расстояние между системами трещин) $l_{\text{тр}}$; мощность обрушающегося слоя пород $m_{\text{обр.сл}}$; коэффициенты разрыхления $k_{\text{р}}$, уплотнения $k_{\text{упл}}$ и пустотности $k_{\text{пс}}$; высота свободного пространства при обрушении $h_{\text{св}}$; шаг обрушения пород основной $l_{\text{о.к}}$ и непосредственной кровли $l_{\text{н.к}}$; продолжительность активной стадии процесса сдвижения геомассива $T_{\text{пр}}$, $T_{\text{пад}}$ и $T_{\text{вос}}$, соответственно, по простиранию, падению и восстанию; высота зоны обрушения $h_{\text{обр}}$; коэффициенты проницаемости обрушенных пород $k_{\text{пр}}$ и макрошероховатости $l_{\text{ш}}$ и др. Система уравнений записывается в следующем виде [94]:

$$\frac{\partial}{\partial x_i} k_{\text{пс}.i} = k_1 \frac{\partial}{\partial x_i}\left(\frac{h_{\text{св}.i}}{m_{\text{обр.сл}.i}}\right) + k_2, \tag{2.7}$$

$$k_{\text{пс}.i} = k_{\text{р}.i} - 1, \tag{2.8}$$

$$\frac{\partial}{\partial x_i} h_{\text{св}.i} = \frac{\partial}{\partial x_i}\left(h_{\text{св.пред}.i} - m_{\text{обр.сл}.i} k_{\text{пс}.i}\right), \tag{2.9}$$

$$\frac{\partial}{\partial t} k_{\text{р}.it} = k_{\text{р}.i} \frac{\partial}{\partial t} k_{\text{упл}.i}, \tag{2.10}$$

$$l_{\text{н.к}} = 1{,}3 \frac{m_{\text{н.к}}}{m_{\text{в}}} + 1{,}2 f_{\text{н.к}} - 4{,}8, \tag{2.11}$$

$$l_{\text{о.к}} = 1{,}7 \frac{m_{\text{н.к}}}{m_{\text{в}}} + 0{,}6 f_{\text{о.к}}^2 + 0{,}1 m_{\text{о.к}} - 7{,}5, \tag{2.12}$$

$$\frac{\left(y - y_{\text{ц}}\right)^2}{l_{\text{обр}}^2} - \frac{\left(x - x_{\text{ц}}\right)^2}{\left(\frac{l_{\text{оз}} - l_{\text{к.н}} - l_{\text{к.в}}}{2}\right)^2} = 1, \tag{2.13}$$

$$V_{\text{г.к (з.п)}} = \sum_{i=1}^{n} V_{\text{эл}.i} \begin{cases} V_{\text{г.к}} \text{ при } V_{\text{эл}.i} : x \in l_{\text{г.к}}, y \in l_{\text{о.з}}, z \in m_{\text{сл}} \\ V_{\text{з.п}} \text{ при } V_{\text{эл}.i} : x \in l_{\text{г.к}}, y \in l_{\text{о.з}}, z \in m_{\text{в}} \end{cases}, \tag{2.14}$$

$$\frac{\partial}{\partial x_i} k_{\text{пр.Д0}.i} = 0{,}62 \cdot 10^4 \cdot d_{\text{эк}}^2 \cdot \left(\frac{\partial}{\partial x_i} m_{\text{п.0}.i}\right)^3, \tag{2.15}$$

$$\frac{\partial}{\partial x_i} k_{\text{пр.Д}.i} = 2{,}08 \cdot d_{\text{эк}}^2 \cdot 10^4 \cdot \frac{\left(\frac{\partial}{\partial x_i}\left(\frac{2}{3} m_{\text{п.0}.i} + 2 k_{\text{пс}.it}\right)\right)^3}{\left(1 + \frac{\partial}{\partial x_i} k_{\text{пс}.it}\right)^4}, \tag{2.16}$$

$$\frac{\partial}{\partial x_i} l_{\text{ш}.i} = \left(\frac{\partial}{\partial x_i} k_{\text{пр}.i}\right)^{\frac{1}{2}} \cdot \left(\frac{\partial}{\partial x_i} m_{\text{п}.i}\right)^{-\frac{1}{2}}, \tag{2.17}$$

$$\frac{\partial}{\partial x_i} m_{\text{п}.i} = \frac{\partial}{\partial x_i}\left(m_{\text{п}.0.i} + \left(k_{\text{р}.it} + 1\right)/k_{\text{р}.it}\right), \tag{2.18}$$

$$\begin{cases} l_{\text{к.н}} = \dfrac{h_{\text{обр.сл}}}{tg\Psi_1}, \;\; l_{\text{к.в}} = \dfrac{h_{\text{обр.сл}}}{tg\Psi_2} & \text{при } \alpha > 0 \\ l_{\text{к.н}} = l_{\text{к.в}} = \dfrac{h_{\text{обр.сл}}}{tg\Psi_3} & \text{при } \alpha = 0 \\ l_{\text{к.н}} = \dfrac{h_{\text{обр.сл}}}{tg\Psi_2}, \;\; l_{\text{к.в}} = \dfrac{h_{\text{обр.сл}}}{tg\Psi_1} & \text{при } \alpha > 0 \end{cases}, \tag{2.19}$$

$$\begin{cases} T_{\text{пр}} = k_{\text{т}} \cdot \dfrac{H_{\text{г.р}}}{v_{\text{о.з}}} \cdot (ctg\delta_0 + ctg\Psi_3) \\ T_{\text{пад}} = k_{\text{т}} \cdot \dfrac{H_{\text{г.р}}}{v_{\text{о.з}}} \cdot \left(\dfrac{\cos(\Psi_1 + \alpha)}{\sin\Psi_1} + \dfrac{\cos\beta_0}{\sin(\beta_0 + \alpha)}\right), \\ T_{\text{вос}} = k_{\text{т}} \cdot \dfrac{H_{\text{г.р}}}{v_{\text{о.з}}} \cdot \left(\dfrac{\cos\gamma_0}{\sin(\gamma_0 - \alpha)} + \dfrac{\cos(\Psi_2 - \alpha)}{\sin\Psi_2}\right) \end{cases} \tag{2.20}$$

$$\nabla p = -\left[\frac{\mu}{k_{\text{пр}.i}} + \frac{\rho}{l_{\text{ш}.i}}|U|\right] \cdot u_i, \tag{2.21}$$

$$\begin{cases} k_1 = 0{,}3015, k_2 = 0{,}0546 & \text{при } k_{\text{р}.max} = 1{,}8 \\ k_1 = 0{,}3812, k_2 = 0{,}0590 & \text{при } k_{\text{р}.max} = 2{,}0, \\ k_1 = 0{,}4220, k_2 = 0{,}0566 & \text{при } k_{\text{р}.max} = 2{,}1 \end{cases} \tag{2.22}$$

где $k_{\text{пс}.i}$ – осреднённые значения коэффициента пустотности по осям декартовой системы координат x, y, z (далее – ДСК) (для i, j = 1, 2, 3), доли ед.; k_1, k_2 – числовые константы разработанной модели обрушения, разрыхления и уплотнения дезинтегрированных пород, динамики их проницаемости и формирования пустот в зоне обрушения, доли ед.; $h_{\text{св}.i}$, $h_{\text{св.пред}.i}$ – осреднённые значения свободного пространства после обрушения очередного и предыдущего, соответственно, слоя пород кровли по осям ДСК, м (для первого слоя $h_{\text{св}} = m_{\text{в}}$); $m_{\text{обр.сл}.i}$ – мощность обрушающегося слоя, м; $k_{\text{р}.i}$ – осреднённые значения коэффициента разрыхления по осям ДСК, доли ед.; $k_{\text{р}.it}$ – осреднённые значения коэффициента разрыхления уплотнённых пород в результате дальнейшего сдвижения геомассива, доли ед.; t – время отработки выемочного столба, сут; $k_{\text{упл}.i}$ – осреднённые значения коэффициента уплотнения по осям ДСК, доли ед.; $l_{\text{н.к}}$, $l_{\text{о.к}}$ – шаг обрушения пород, соответственно, непосредственной

и основной кровли, м; $m_{н.к}$, $m_{о.к}$ – мощность, соответственно, вынимаемого пласта, пород непосредственной кровли и основной кровли, м; $m_в$ – вынимаемая мощность пласта, м; $f_{о.к}$, $f_{н.к}$ – коэффициенты крепости, соответственно, пород непосредственной и основной кровли, м; x, $x_ц$, y, $y_ц$ – координаты, соответственно, дуги и центра эллипса, м; $l_{обр}$ – шаг обрушения очередного слоя пород кровли, м; $l_{оз}$ – длина очистного забоя, м; $l_{к.н}$, $l_{к.в}$ – длины зависших консолей со стороны нижнего и верхнего, соответственно, боков выемочного столба, м; $V_{г.к}$, $V_{з.п}$, $V_{эл.i}$ – объёмы, соответственно, газового коллектора, закрепного пространства, i-го элемента незаполненного породами пространства, м^3; $m_{сл}$ – суммарная мощность обрушенных слоёв кровли, м; $k_{пр.\,Д0.i}$, $k_{пр.Д.i}$ – осреднённые значения коэффициента проницаемости при отсутствии деформации (нетронутый массив) и в деформированной среде, соответственно, по осям ДСК, Д; $d_{эк}$ – параметр, характеризующий размеры породообразующего зерна, мм; $m_{п.0.i}$, $m_{п.i}$ – осреднённые значения пористости нетронутого слоя геомассива и дезинтегрированной, разрыхленной, уплотнённой среды, соответственно, по осям ДСК, доли ед.; $l_{ш.i}$ – осреднённые значения коэффициента макрошероховатости по осям ДСК, м; $k_{пр.i}$ – осреднённые значения коэффициента проницаемости в деформированной среде, м^2; $h_{обр.сл}$ – расстояние от кровли разрабатываемого пласта до почвы обрушающегося слоя пород, м; ψ_1, ψ_2, ψ_3 – внутренние углы полных сдвижений, град; α – угол падения пласта, град; $T_{пр}$, $T_{пад}$, $T_{вос}$ – продолжительность активной стадии процесса сдвижения геомассива при работе очистного забоя, соответственно, по простиранию, по падению и по восстанию, мес; $k_т$ – коэффициент, учитывающий влияние скорости подвигания забоя и глубины ведения работ, доли ед. (таблица 2.11, рисунок 2.32); $H_{г.р}$ – глубина ведения горных работ, м; $v_{о.з}$ – средняя скорость подвигания очистного забоя, м/мес; β_0, γ_0, δ_0 – внешние граничные углы сдвижения, град; $k_{р.max}$ – максимальное значение коэффициента разрыхления при обрушении горных пород кровли, доли ед.

Применение данной системы уравнений позволяет выполнить расчёт параметров процессов обрушения, дезинтегрирования, уплотнения горных пород, динамики их проницаемости и формирования пустот в зоне обрушения.

Таблица 2.11 – Значения коэффициента $k_т$ [14]

Средняя скорость подвигания забоя $v_{оз}$, м/мес	Глубина ведения горных работ $H_р$, м		
	до 100	до 300	≥ 500
20	1,5	1,2	1,1
60	1,8	1,5	1,3
до 150	2,0	1,5	1,5

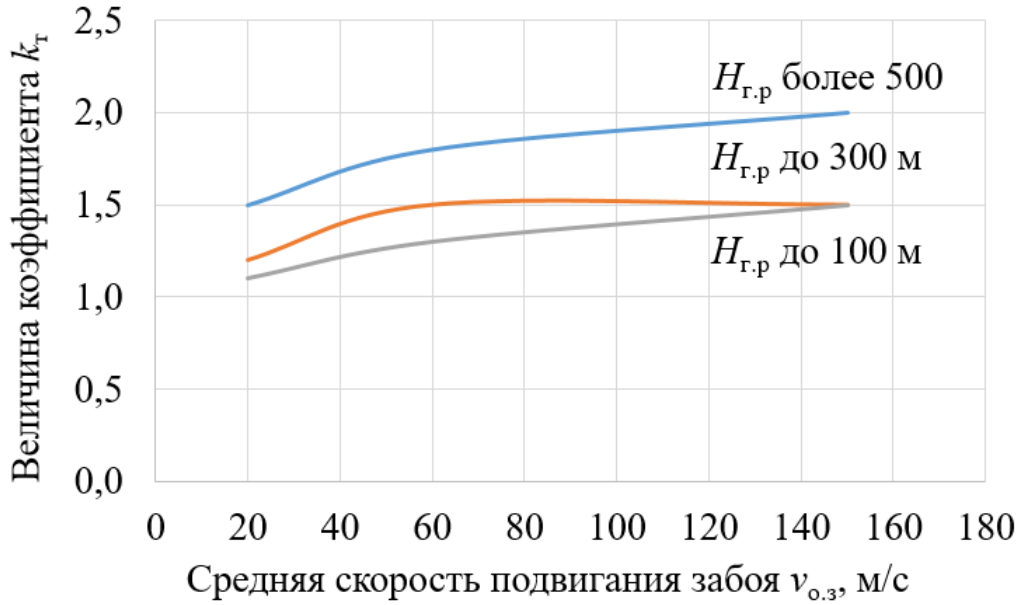


Рисунок 2.32 – Значения коэффициента $k_т$ для оценки продолжительности активной стадии сдвижения геомассива

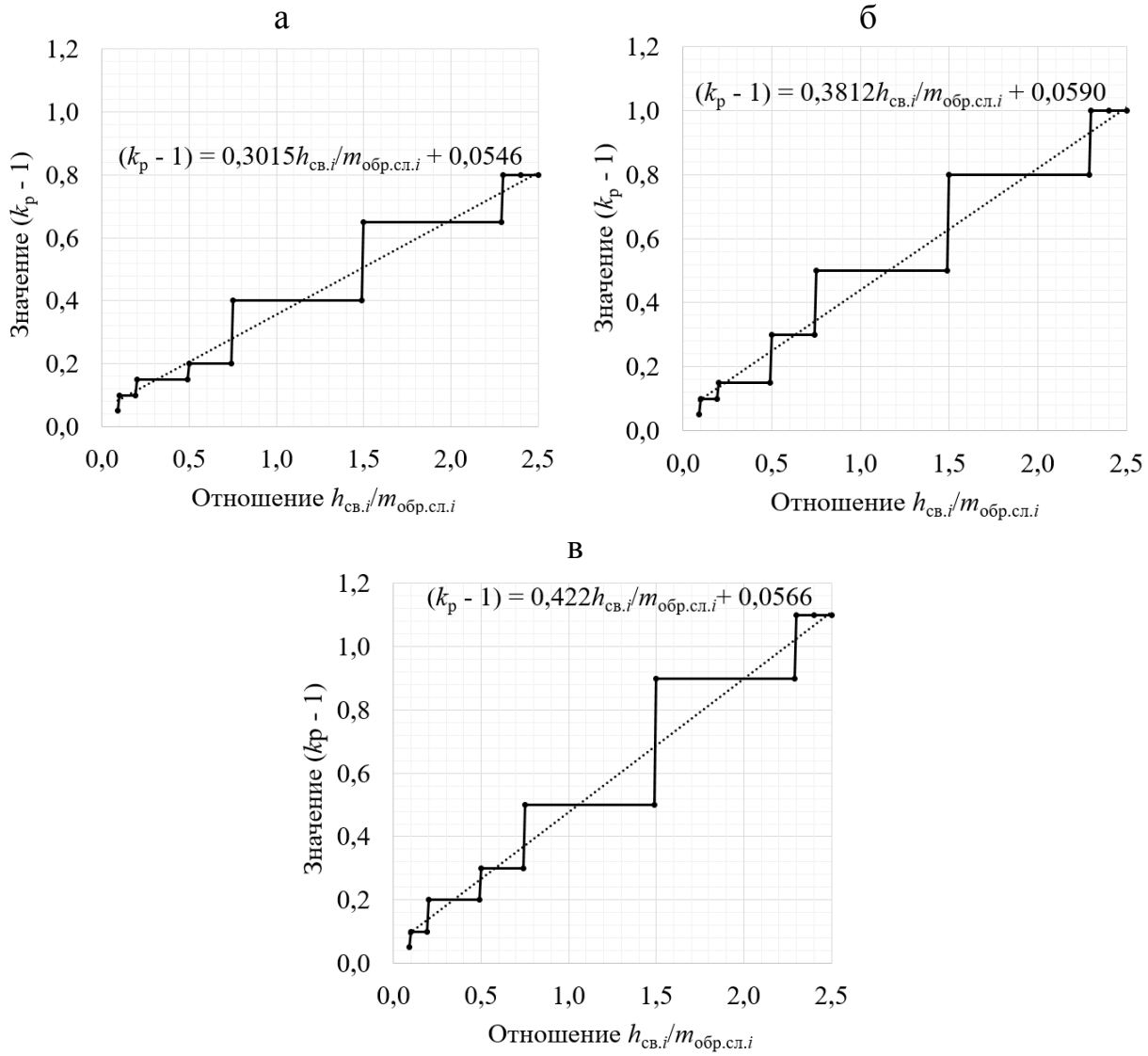
В разработанной математической модели принято, что коэффициент разрыхления $k_р$ зависит от отношения высоты свободного пространства $h_{св.i}$, м, остающегося после обрушения подслоёв пород кровли, к мощности обрушающегося слоя $m_{обр.сл.i}$. При этом, если это отношение составляет более 2,3, то $k_р$ имеет максимальное значение. Если обрушается первый подслой, то $h_{св.i} = m_в$, где $m_в$ – вынимаемая мощность пласта. Снижение величины $k_р$ при уменьшении отношения $h_{св.i}/m_{обр.сл.i}$ происходит по линейной зависимости (таблица 2.12, рисунок 2.33);

Таблица 2.12 – Распределение $k_р$ в зоне обрушения [84, 85, 87, 94, 335]

Отношение свободного пространства к мощности обрушившегося слоя, $h_{св.i}/m_{обр.сл}$	Значения коэффициента разрыхления $k_р$		
	$k_{р.max}$ = 1,80	$k_{р.max}$ = 2,00	$k_{р.max}$ = 2,10
2,30 и более	1,80	2,00	2,10
от 1,50 до 2,29	1,65	1,80	1,90
то 0,75 до 1,49	1,40	1,50	1,50
от 0,50 до 0,74	1,20	1,30	1,30
от 0,20 до 0,49	1,15	1,15	1,20

от 0,1 до 0,19	1,10	1,10	1,10
до 0,09	1,05	1,05	1,05

Примечание. $h_{св.i}$ – свободное пространство после обрушения очередного i-го подслоя кровли, м; $m_{обр.сл}$ – мощность обрушившегося подслоя кровли, м.



а – при $k_{р.max} = 1{,}8$; б – при $k_{р.max} = 2{,}0$; в – при $k_{р.max} = 2{,}1$

Рисунок 2.33 – Зависимость коэффициента пустотности ($k_р – 1$) от отношения свободного пространства $h_{св.i}$ к мощности обрушившегося слоя $m_{обр.сл.i}$

2.4 Адаптация математических моделей аэрогазодинамических процессов в горных выработках

Предложена математическая модель, позволяющая проводить исследования аэрогазодинамических процессов в горных выработках угольных шахт. Использованы фундаментальные уравнения гидрогазодинамики, основанные на универсальных законах сохранения массы и количества движения [35, 74, 75, 88, 106, 107, 115, 118, 136, 143, 144, 155, 158, 165, 168, 171, 178, 186, 203,

213, 215, 229, 234, 262, 271, 280, 284, 285, 293, 319, 320, 324-326, 327]. Из допущений постулируется, что: среда является несжимаемой и ньютоновской ($\rho = \text{const}$, $\mu = \text{const}$), так как скорость потока в выработках $M < 0{,}3$, где M – числа Маха; параметры потока постоянны во времени (стационарная постановка задачи); среда вязкая (наличие существенных сдвиговых напряжений); режим движения – турбулентный ($Re \gg Re_{кр}$, где Re, $Re_{кр}$ – число Рейнольдса и критическая его значение).

Система трёхмерных осреднённых уравнений в ДСК записывается в следующем виде:

$$\frac{\partial}{\partial x_i}\bar{u}_i = 0, \tag{2.23}$$

$$\frac{\partial}{\partial x_i}\left(\rho\bar{u}_j\bar{u}_i + \rho\overline{u_j'u_i'} + \delta_{ij}\bar{p} - \bar{\tau}_{ji}\right) = 0, \tag{2.24}$$

$$\bar{\tau}_{ji} = \mu\left(\frac{\partial u_i}{\partial x_j} + \frac{\partial u_j}{\partial x_i}\right) - \frac{2}{3}\delta_{ij}\mu\frac{\partial u_m}{\partial x_m}, \tag{2.25}$$

$$\bar{\tau}_{t,ij} \equiv -\rho\overline{u_j'u_i'} = \mu_t\left(\frac{\partial\bar{u}_i}{\partial x_j} + \frac{\partial\bar{u}_j}{\partial x_i}\right) - \frac{2}{3}\delta_{ij}\rho K, \qquad K = \frac{1}{2}\overline{u_i'u_i'}, \tag{2.26}$$

$$\frac{\partial\left(\rho u_j Y_n\right)}{\partial x_j} = -\frac{\partial J_{j,n}}{\partial x_j}, \tag{2.27}$$

$$\vec{J}_n = -\rho D_n \nabla Y_n, \tag{2.28}$$

$$\rho = \sum_{n=1}^{N_{к.с}} \rho_n, \tag{2.29}$$

$$\rho\vec{u} = \sum_{n=1}^{N_{к.с}} \rho_n\vec{u}_m, \tag{2.30}$$

$$Y_n = \frac{\rho_n}{\rho}, \tag{2.31}$$

$$\sum_{n=1}^{N_{к.с}} Y_n = 1, \tag{2.32}$$

где $\bar{u}_i$– осреднённые значения компонент вектора скорости по соответствующим осям ДСК, м/с (для $i, j, k, m = 1, 2, 3$); u_i' – пульсационные составляющие вектора скорости по соответствующим осям ДСК, м/с; ρ – плотность среды, кг/м^3; δ_{ij} – символ Кронекера; $\bar{p}$ – осреднённое давление среды, Па; $\bar{\tau}_{ij}$ – осреднённый тензор вязких напряжений, Па; μ – молекулярная динамическая вязкость воздуха, Па·с; $\bar{\tau}_{t,ij}$ – тензор турбулентных напряжений трения; μ_t – турбулентная динамическая вязкость воздуха, Па·с; K – кинетическая энергия турбулентности, м^2/с^2; Y_n – массовая доля n-го компонента смеси, доли ед.; $N_{к.с}$ – количество компонентов смеси; $\vec{J}$ – вектор диффузионного потока, выражающийся через парциальные векторы компонентов $\vec{J}_n = \{J_{1,n}, J_{2,n}, J_{3,n}\}$; D_n – коэффициент диффузии n-го компонента смеси, м^2/с.

Для замыкания системы уравнений (2.23)-(2.32) выбраны следующие полуэмпирические модели турбулентности [165, 215, 271, 321-324]:

- K-ε-модель (модель У.П. Джонсона – Б.Е. Лаундера). Она нетребовательная к вычислительным ресурсам. Использует два уравнения переноса для расчёта кинетической энергии турбулентности K и её диссипации ε. Для разрешения потока в пограничном слое применяются пристеночные функции. Система уравнений имеет следующий вид:

$$\mu_t = C_\mu \rho \frac{K^2}{\varepsilon}, P_k = -\rho \overline{u_j' u_i'} \frac{\partial u_i}{\partial x_j}, \tag{2.33}$$

$$\frac{\partial}{\partial x_j}\left(\rho \bar{u}_j K\right) = \frac{\partial}{\partial x_j}\left[\left(\frac{\mu_t}{\sigma_K} + \mu\right)\frac{\partial K}{\partial x_j}\right] + P_K - \rho\varepsilon, \tag{2.34}$$

$$\frac{\partial}{\partial x_j}\left(\rho \bar{u}_j \varepsilon\right) = \frac{\partial}{\partial x_j}\left[\left(\frac{\mu_\tau}{\sigma_\varepsilon} + \mu\right)\frac{\partial \varepsilon}{\partial x_j}\right] + \frac{\varepsilon}{K}(C_{\varepsilon 1} P_K - C_{\varepsilon 2}\rho\varepsilon), \tag{2.35}$$

где ε – скорость диссипации турбулентной кинетической энергии вследствие вязкого трения, м^2/с^3; P_K – генерация турбулентной кинетической энергии; C_μ= 0,09, σ_K= 1, σ_ε= 1,3, $C_{\varepsilon 1}$= 1,44, $C_{\varepsilon 2}$= 1,92 – числовые константы K-ε-модели.

- SST-модель (модель Ф. Ментера). Она основана на линейной комбинации K-ω-модели (модель Д. Уилкокса – П. Сэффмэна) в приповерхностных

областях и *K*-*ε*-модели в ядре потока. Данная модель даёт более точные решения для отрывных течений, учитывает перенос касательных напряжений. Система уравнений имеет следующий вид:

$$\frac{\partial}{\partial x_j}\left(\rho\overline{u_j}K\right) = \frac{\partial}{\partial x_j}\left[\left(\mu + \frac{\mu_\tau}{\sigma_{K3}}\right)\frac{\partial K}{\partial x_j}\right] + P_K - \beta_0^*\rho K\omega, \tag{2.36}$$

$$\frac{\partial}{\partial x_j}\left(\rho\overline{u_j}\omega\right) = \frac{\partial}{\partial x_j}\left[\left(\mu + \frac{\mu_\tau}{\sigma_{\omega 3}}\right)\frac{\partial \omega}{\partial x_j}\right] + \alpha_3\frac{\omega}{K}P_K - \beta_3\rho\omega^2 + (1-F_1)\frac{2\rho}{\sigma_{\omega 2}\omega}\frac{\partial K}{\partial x_j}\frac{\partial \omega}{\partial x_j}, \tag{2.37}$$

$$\alpha_3 = F_1\alpha_1 + \alpha_2(1-F_1), \qquad \beta_3 = F_1\beta_1 + \beta_2(1-F_1), \tag{2.38}$$

$$\frac{1}{\sigma_{K3}} = F_1\frac{1}{\sigma_{K1}} + (1-F_1)\frac{1}{\sigma_{K2}}, \qquad \frac{1}{\sigma_{\omega 3}} = F_1\frac{1}{\sigma_{\omega 1}} + (1-F_1)\frac{1}{\sigma_{\omega 2}}, \tag{2.39}$$

$$\mu_T = \rho\frac{\alpha K}{\max(\alpha\omega, |\bar{S}|\mathrm{F}_2)} = \rho\frac{K}{\max\left(\omega, \frac{|\bar{S}|F_2}{\alpha}\right)}, \tag{2.40}$$

$$P_k = \frac{1}{\rho}\min\left(\mu_t|\bar{S}|^2, 10C_\mu\rho k\omega\right), \tag{2.41}$$

$$S = \sqrt{2S_{ij}S_{ij}}, \qquad S_{ij} = \frac{1}{2}\left(\frac{\partial u_i}{\partial x_j} + \frac{\partial u_j}{\partial x_i}\right), \tag{2.42}$$

$$F_1 = \mathrm{th}(\arg_1^4), \arg_1 = \min\left[\max\left(\frac{\sqrt{K}}{\beta_0^*\omega y}, \frac{500\mu}{\rho y^2\omega}\right), \frac{4\rho K}{CD_{K\omega}\sigma_{\omega 2}y^2}\right], \tag{2.43}$$

$$F_2 = \mathrm{th}(\arg_2^2), \qquad \arg_2 = \max\left(\frac{2\sqrt{K}}{\beta_0^*\omega y}, \frac{500\nu}{y^2\omega}\right), \tag{2.44}$$

$$CD_{K\omega} = \max\left(\frac{2\rho}{\sigma_{\omega 2}\omega}\frac{\partial K}{\partial x_j}\frac{\partial \omega}{\partial x_j}, 1\cdot 10^{-10}\right), \tag{2.45}$$

$$y = -|\nabla\phi| + \sqrt{|\nabla\phi|^2 + 2\phi}, \qquad \nabla^2\phi = -1, \tag{2.46}$$

где $\beta_0{}^* = C_\mu = 0{,}09$, $\beta_1 = 0{,}075$, $\beta_2 = 0{,}0828$, $\alpha = 0{,}31$, $\alpha_1 = 5/9$, $\alpha_2 = 0{,}44$, $\sigma_{K1} = 2$, $\sigma_{K2} = 1$, $\sigma_{\omega 1} = 2$, $\sigma_{\omega 2} = 1/0{,}0856$ – числовые константы SST-модели; ω – частота турбулентных пульсаций, 1/с; F_1, F_2 – стыковочные функции (функции-переключатели); S – инвариант тензора скоростей деформации; y – расстояние до ближайшей стенки, м; ϕ – функция для нахождения расстояния до стенки.

Применение данных систем уравнений обусловлено сложностью аэрогазодинамических процессов, протекающих в горных выработках, а также необходимостью учёта турбулентности и шероховатости стенок с точки зрения диссипации энергии. Интегрирование дифференциальных уравнений основано на методе МКО. Для связи уравнений по скорости и давлению применён алгоритм SIMPLE метода Патанкара [245]).

При турбулентном режиме длина начального участка трубы круглого сечения $L_{\text{нач}}$, м, определяется по формуле Солодкина и Гиневского [144]

$$\frac{L_{\text{нач}}}{D_{\text{г}}} = 7{,}88 \lg Re - 4{,}35 \tag{2.47}$$

где $D_{\text{г}}$ – гидравлический диаметр горной выработки, м.

Начальные значения для параметров K, ε, ω и μ_t оцениваются по следующим формулам [271, 313, 319, 324-327]:

$$K = \frac{1}{2}\left(U_x'^{\,2} + U_y'^{\,2} + U_z'^{\,2}\right), \tag{2.48}$$

$$\varepsilon = 0{,}09^{3/4}\frac{K^{3/2}}{0{,}07D_{\text{г}}}, \tag{2.49}$$

$$\omega = \frac{\varepsilon}{K}, \tag{2.50}$$

$$\mu_t = \frac{K}{\omega}, \tag{2.51}$$

где U_x', U_y', U_z' – пульсационные составляющие вектора скорости по соответствующим осям ДСК, м/с.

При известных геометрических и аэродинамических параметрах выработки коэффициент β определяется по известной формуле

$$\beta \cdot Re = 8 \cdot \left(\frac{\Delta p}{\rho}\right) \cdot \left(\frac{S}{P}\right)^2 \cdot \frac{1}{uvL}, \tag{2.52}$$

где Re – число Рейнольдса;

Δp – перепад давления, Па, на участке длиной L, м;

ν – кинематический коэффициент вязкости воздуха, м^2/с.

Граничные условия ставятся в зависимости от геометрических параметров выработок и их взаимного расположения. Общая схема граничных условий для математических моделей при постановке численных экспериментов приведена на рисунке 2.34. Использованы граничные условия Дирихле (1 рода) и фон Неймана (2 рода).

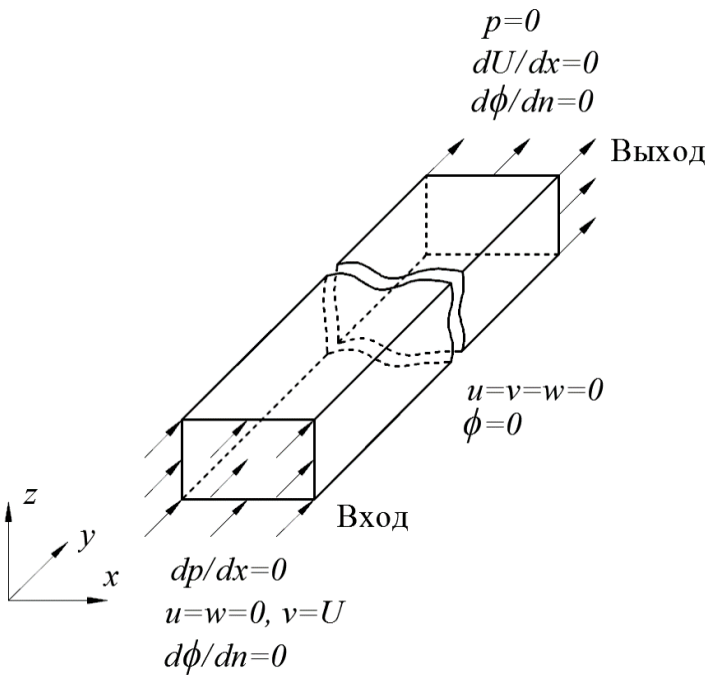


Рисунок 2.34 – Краевые условия для p (избыточное давление), для U (вектор скорости потока) и ϕ – функция расстояния от стенки

Относительная погрешность P, %, при сравнении фактических данных, определённых по замерам в натурных условиях, с данными, полученными по результатам численного моделирования, выполняется по формуле

$$|P| = \frac{u_{\text{ф}.i} - u_{\text{ч}.i}}{u_{\text{ф}.i}} \cdot 100, \qquad (2.53)$$

где $u_{\text{ф}.i}$, $u_{\text{ч}.i}$ – значения параметров, определённых соответственно по результатам замеров и численного моделирования.

2.5 Критерий оценки эффективности систем управления газовыделением на выемочных участках

Современные подходы к управлению газовыделением средствами вентиляции и дегазации на выемочных участках основываются на: выборе рациональных схем проветривания; регулировании утечек воздуха через зоны обрушения; применении изолированного отвода МВС по газодренажным выработкам и скважинам; снижении дебитов метана из основных источников. При этом основным критерием, определяющим эффективность принятых решений, являются допустимые концентрации метана по объёму в сети действующих подземных горных выработок. Допустимая концентрация метана по объёму регламентируется действующими Федеральными нормами и правилами в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах» [5]. При этом для изолированных горных выработок и выработанных пространств концентрация метана не регламентируется. Это связано в том числе с определёнными объективными трудностями контроля параметров атмосферы в данных пространствах.

В данном исследовании для управления газовыделением при высокоинтенсивной отработке угольных пластов с учётом процессов формирования газового коллектора предлагается использовать критерий, основанный на снижении концентрации метана в зоне обрушения до взрывобезопасных величин. Его значение соответствует концентрации метана менее 3,5 % аналогично требованиям [5] к изолированному отводу метана по трубопроводам и газодренажным выработкам.

Выводы

В данной главе сформированы план и методика проведения исследования, выполнены экспериментальные исследования, а также разработка и развитие математических моделей геомеханических и аэрогазодинамических процессов в зоне обрушения. По результатам исследований обоснованы выводы и получены следующие результаты:

1. Определён общий методологический подход к выполнению исследования – использование методов прикладной математики (численные методы –

МКЭ и МКО). Для решения численных задач создан масштабируемый вычислительный кластер типа Beowulf (GNU/Linux), позволяющий уменьшить время расчётов по сравнению с одиночным компьютером.

2. Определены требуемые наборы данных для построения, настройки и верификации моделей выемочных участков с целью исследования геомеханических и аэрогазодинамических процессов: горно-геологические и горнотехнические условия отработки выемочных столбов на пологих пластах; расходы воздуха на объектах проветривания и дебиты метана из основных источников, составляющих газовый баланс выемочных участков; проницаемость обрушенных, дезинтегрированных и уплотнённых пород в зоне обрушения выемочных участков; скорости и направления потока воздуха в тупиках, оставляемых при возведении перемычек в сбойках парных выработок и проветриваемых за счёт турбулентной диффузии, а также на примыкающих участках сквозных горных выработок; коэффициенты α подземных горных выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) и анкерной крепью.

3. Выполнено планирование эксперимента и осуществлён выбор способов и средств его проведения. В качестве основных объектов исследования определены выемочные участки: 16-17 (шахта «Абашевская»), 1-1-5-6бис (шахта «Осинниковская»), 3-1-9 (шахтоучасток «Сибиргинский»), 823 (шахта «Листвяжная»), 29-28 (шахта «Есаульская»). Для них определены основные горно-геологические и горнотехнические данные, выполнена характеристика применяемых схем проветривания, кровли и оборудования, проведены исследования по состоянию проветривания, в том числе с использованием данных систем АГК, построены детальные стратиграфические разрезы. Кроме того, с использованием базы данных ИАС ВГСЧ, отобрано 54 угледобывающих предприятия России, обслуживаемых подразделениями ВГСЧ, для проведения сбора, анализа и обобщения экспериментальных данных по ВДС.

4. По результатам анализа фактических данных по метанообильности ВП, их сравнения с расчётными значениями, а также фактической нагрузкой

на очистные забои установлено значительное влияние газового коллектора, формирующегося в зонах обрушения, на аэрогазодинамические процессы на выемочных участках. Зона обрушения обладает инерционностью, т. е. максимальные дебиты метана не всегда соответствуют максимальным нагрузкам на очистной забой. При этом данная инерционность сглаживает динамику выделения метана, что выражается в том, что снижение нагрузки не приводит сразу же к снижению дебита метана из зоны обрушения. В связи с этим отмечаются расхождения между фактом и расчётом, которые в среднем достигают 150-300 % и более. Максимальные дебиты метана из зоны обрушения могут составлять 80-130 $м^3$/мин.

5. Разработана программа «Вентиляция выемочных участков», позволяющая выполнять автоматизированный расчёт фактических дебитов метана на выемочном участке и фактической газоносности по замерам расходов воздуха и концентраций метана (свидетельство о государственной регистрации № 2017614796). С её помощью определены фактические дебиты метана и фактическая газоносность объектов исследования.

6. Выполнен анализ динамики среднего давления в гидросистеме групп секций механизированной крепи в сравнении с динамикой концентрации метана в очистной забой в течение двух суток для условий выемочного участка 16-17. По результатам обосновано значительное влияние газового коллектора на метанобезопасность работ и необходимость совместного учёта элементов системы «горные выработки – зона обрушения – дезинтегрированные породы – источники метановыделения» взаимовлияющих геомеханических и аэрогазодинамических процессов в зоне обрушения геомассива.

7. Выполнены сбор, анализ и обобщение ранее полученных в ходе отечественных и зарубежных исследований, направленных на получение аэродинамических параметров ВП. Полученные данные позволяют выполнить настройку и верификацию математической модели оценки аэродинамических параметров зон обрушения при развитии геомеханических процессов для условий пологих пластов.

8. Выполнены экспериментальные исследования движения воздуха в тупиковых выработках, проветриваемых за счёт турбулентной диффузии в условиях горных выработок шахты «Есаульская» (Кузнецкий бассейн). Получены распределения скоростей воздуха в тупиках, проветриваемых за счёт турбулентной диффузии, для трёх вариантов топологии выработок. Установлено, что в тупике создаётся пространственное вихревое движение воздуха, на скорость и размеры которого оказывают геометрические размеры выработки, угол примыкания тупика к сквозной выработке, а также скорость потока воздуха, проходящего мимо тупика.

9. По результатам обработки фактических данных получены зависимости $\alpha(S)$ для выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) и анкерной крепью, отличающиеся широким диапазоном применения (6-24 м^2), а для выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) крепью с шагом установки элементов крепи 0,5 м, диапазон ограничен до 17 м^2. Установлено, что в целом для горных выработок свыше 16 м^2 существует дефицит практических данных по их аэродинамическим параметрам. В связи с этим необходимо проведение дополнительных исследований с применением численных методов.

10. Выполнена адаптация к задачам исследования геомеханической модели оценки напряжённо-деформированного состояния геомассива к задачам исследования, реализованной в авторском программном продукте «Геомеханика». Для этой цели использованы натурные данные по горно-геологическому строению геомассива объектов исследования.

11. Разработана физическая модель процесса обрушения пород кровли в ВП и зону обрушения, их дезинтегрирования и уплотнения в ходе дальнейшего сдвижения геомассива.

12. Разработана математическая модель, связывающая геомеханические и аэрогазодинамические процессы, происходящие в высокопроницаемой среде зоны обрушения. Она отличается от ранее предлагаемых учётом влияния следующих основных параметров: вынимаемая мощность $m_в$; трещиноватость

слоёв кровли пласта (расстояние между системами трещин) $l_{тр}$; мощность обрушающегося слоя пород $m_{обр.сл}$; коэффициенты разрыхления $k_{р}$, уплотнения $k_{упл}$ и пустотности $k_{пс}$; высота свободного пространства при обрушении $h_{св}$; шаг обрушения пород основной $l_{о.к}$ и непосредственной кровли $l_{н.к}$; продолжительность активной стадии процесса сдвижения геомассива $T_{пр}$, $T_{пад}$ и $T_{вос}$, соответственно, по простиранию, по падению и восстанию; высота зоны обрушения $h_{обр}$; коэффициенты проницаемости обрушенных пород $k_{пр}$ и макрошероховатости $l_{ш}$ и др.

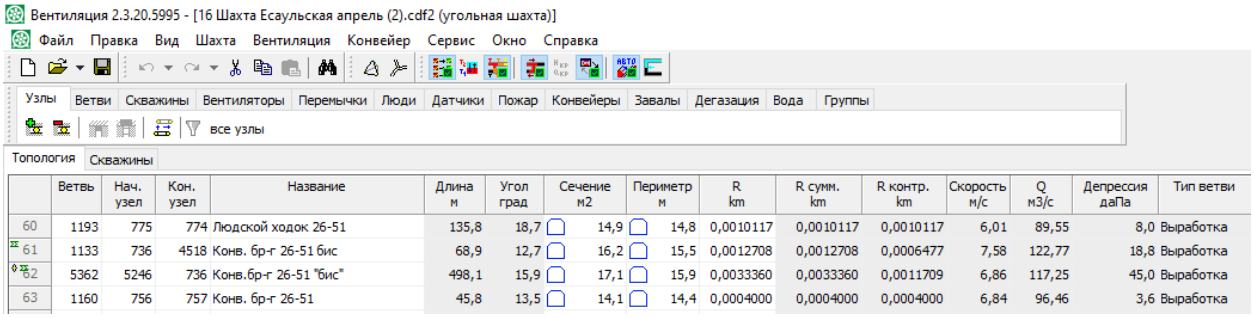
13. Предложена математическая модель, позволяющая проводить исследования аэрогазодинамических процессов в горных выработках угольных шахт. Использованы фундаментальные уравнения гидрогазодинамики, основанные на универсальных законах сохранения массы и количества движения. Для замыкания системы уравнений предложено использовать модели турбулентности K-ε и SST.

14. Предложен критерий оценки эффективности систем управления газовыделения на выемочных участках с целью разработки наиболее эффективных систем управления газовыделением с учётом процессов формирования техногенного резервуара метана – газового коллектора в куполах зоны обрушения.

3 ИССЛЕДОВАНИЕ И НАУЧНОЕ ОБОСНОВАНИЕ ЗНАЧЕНИЙ АЭРОДИНАМИЧЕСКИХ СОПРОТИВЛЕНИЙ ТРЕНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

3.1 Моделирование воздухораспределения в шахтных вентиляционных сетях. Замеры аэродинамических параметров

Проветривание выемочных участков осуществляется посредством создания воздушного потока в сети горных выработок. В ШВС участков входят горные выработки, по которым движется воздух, вентиляционные, изолирующие сооружения и ВП, через которые воздух просачивается в таком количестве, которое оказывает влияние на процесс проветривания. Вентиляция выемочных участков характеризуется значительной динамикой параметров в пространстве и во времени, которую определяют такие факторы как: изменение длин выработок при отработке столба; открывание/закрывание вентиляционных дверей; движение техники; конвергенция кровли и почвы (уменьшение площади сечения); загромождение выработок. Следовательно, важен систематический контроль расходов воздуха и депрессий в ШВС. Для этой цели в том числе используется специализированное программное обеспечение «Вентиляция» (рисунки 3.1 и 3.2), реализующее компьютерные модели, важными исходными данными для которых являются аэродинамические сопротивления воздуховодов (коэффициенты α).



	Ветвь	Нач. узел	Кон. узел	Название	Длина м	Угол град	Сечение м2	Периметр м	R km	R сумм. km	R контр. km	Скорость м/с	Q м3/с	Депрессия даПа	Тип ветви
60	1193	775	774	Людской ходок 26-51	135,8	18,7	14,9	14,8	0,0010117	0,0010117	0,0010117	6,01	89,55	8,0	Выработка
61	1133	736	4518	Конв. бр-г 26-51 бис	68,9	12,7	16,2	15,5	0,0012708	0,0012708	0,0006477	7,58	122,77	18,8	Выработка
62	5362	5246	736	Конв.бр-г 26-51 "бис"	498,1	15,9	17,1	15,9	0,0033360	0,0033360	0,0011709	6,86	117,25	45,0	Выработка
63	1160	756	757	Конв. бр-г 26-51	45,8	13,5	14,1	14,4	0,0004000	0,0004000	0,0004000	6,84	96,46	3,6	Выработка

Рисунок 3.1 – Таблица с параметрами ветвей
в программе «Вентиляция (версия 2.3)

В сложных системах, к которым относятся объекты математического моделирования, любая модель лишь частично отражает реальный процесс.

Модель компонуется таким образом, чтобы отобразить характеристики изучаемого объекта (свойства, взаимосвязи, параметры), существенные для исследования. Модель считается хорошей, если, несмотря на свою неполноту, может с достаточной точностью прогнозировать влияние изменений в системе на общую эффективность функционирования этой системы.

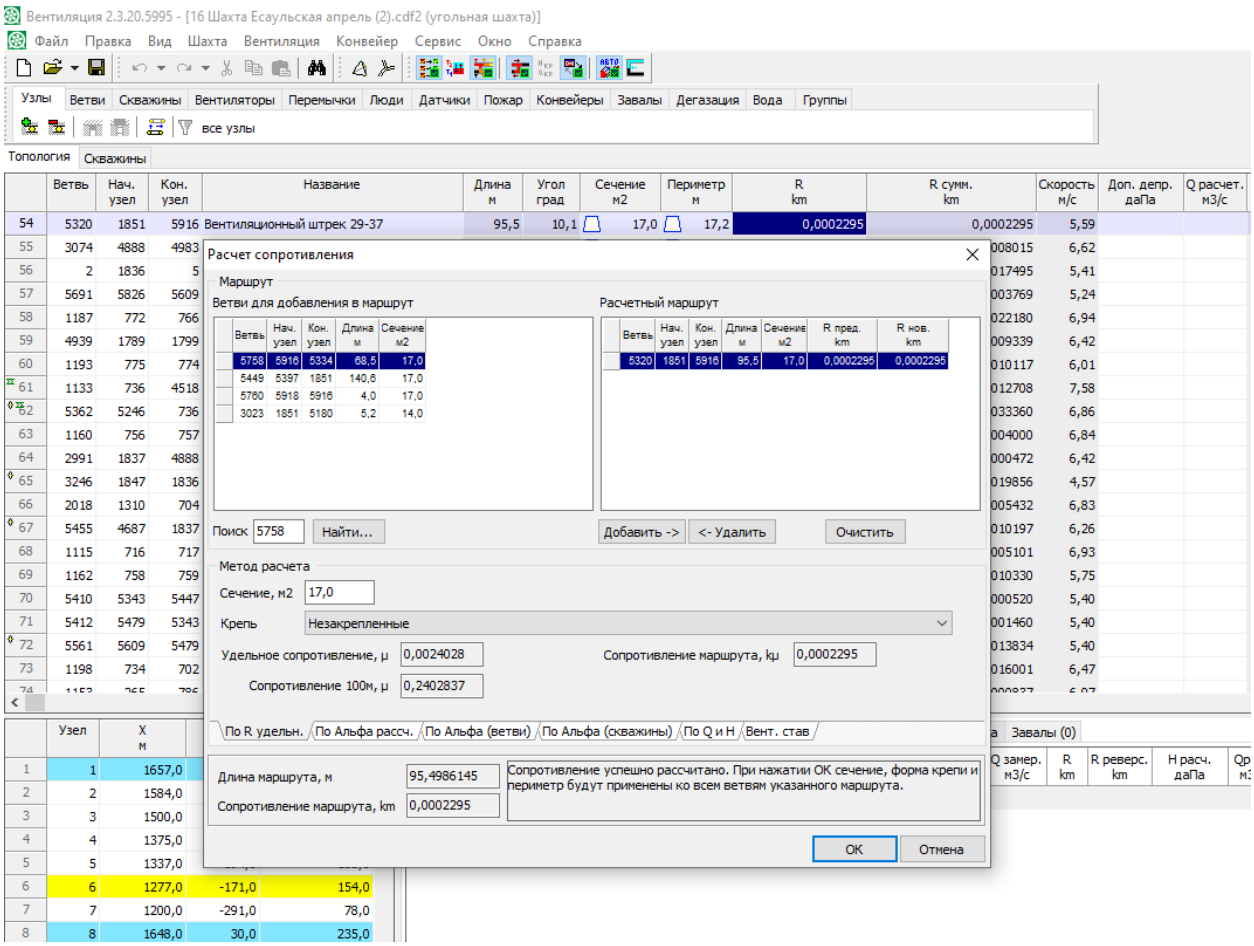


Рисунок 3.2 – Диалоговое окно для расчёта сопротивления выработки в программе «Вентиляция» (версия 2.3)

Модели позволяют имитировать поведение системы, аэрогазодинамические процессы и явления. Их (модели) можно синтезировать и проводить декомпозицию. Это предоставляет возможность исследовать характеристики отдельных элементов и их взаимодействие между собой. При использовании моделей топологии ШВС необходимо проводить их верификацию, т. е. проверку соответствия (достоверности, адекватности) модели реальному объекту. Достоверность означает, что результаты моделирования не противоречат выводам теории и подтверждаются экспериментом с реальным объектом. Оценка

достоверности производится сравнением результатов с экспериментальными данными. В отношении ШВС под такими данными понимаются показания датчиков контроля физических параметров рудничной атмосферы (давление, скорость потока, концентрация газа), а также результаты замеров, полученных в ходе ВДС и плановых проверок реверсивных режимов. В связи с этим одним из критериев оценки достоверности математической модели топологии ШВС можно принять как соответствие указанных в модели значений аэродинамических сопротивлений фактическим, определённым по результатам замеров в шахте.

На действующих шахтах величина фактического аэродинамического сопротивления R, kμ, определяется по результатам замеров депрессии $h_д$, даПа, средней скорости воздуха u, м/с, и площади поперечного сечения S, м^2. На рисунке 3.3 приведена функциональная зависимость $Q(R)$, построенная для депрессий 5, 10, 20, 50 и 100 даПа.

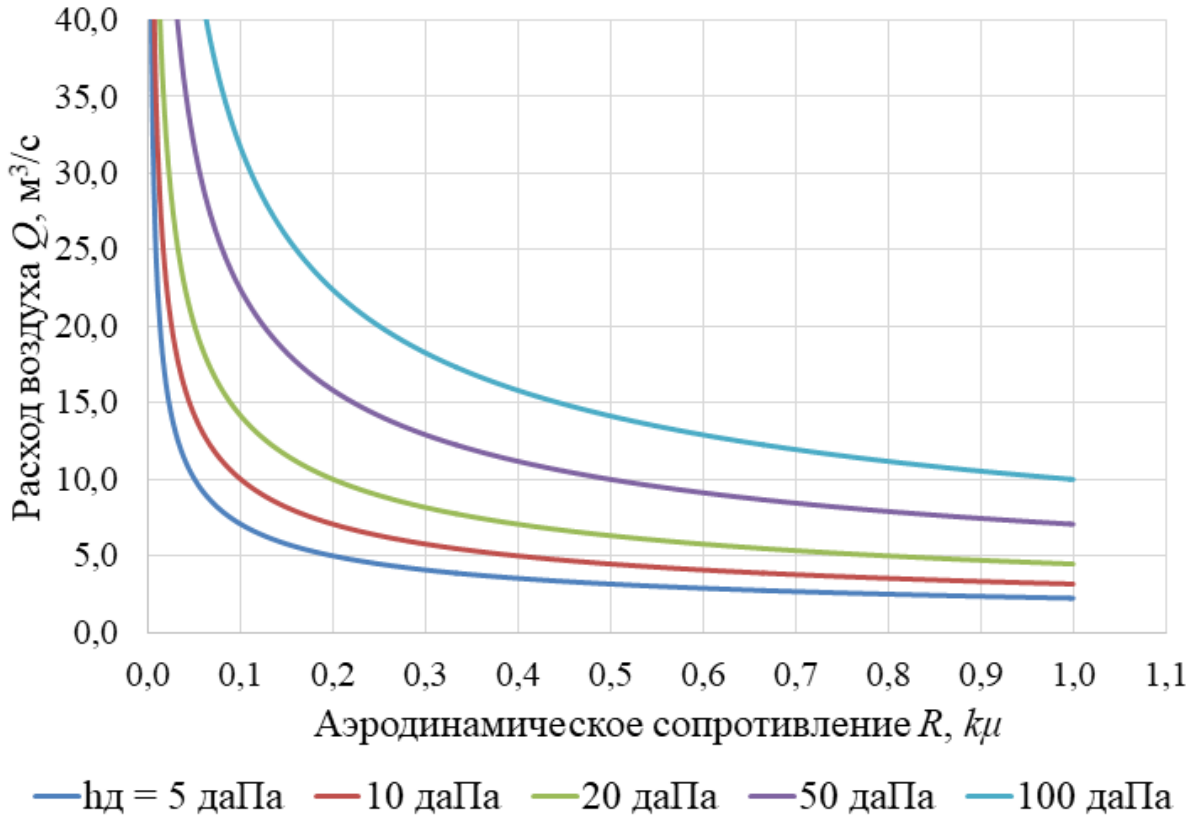
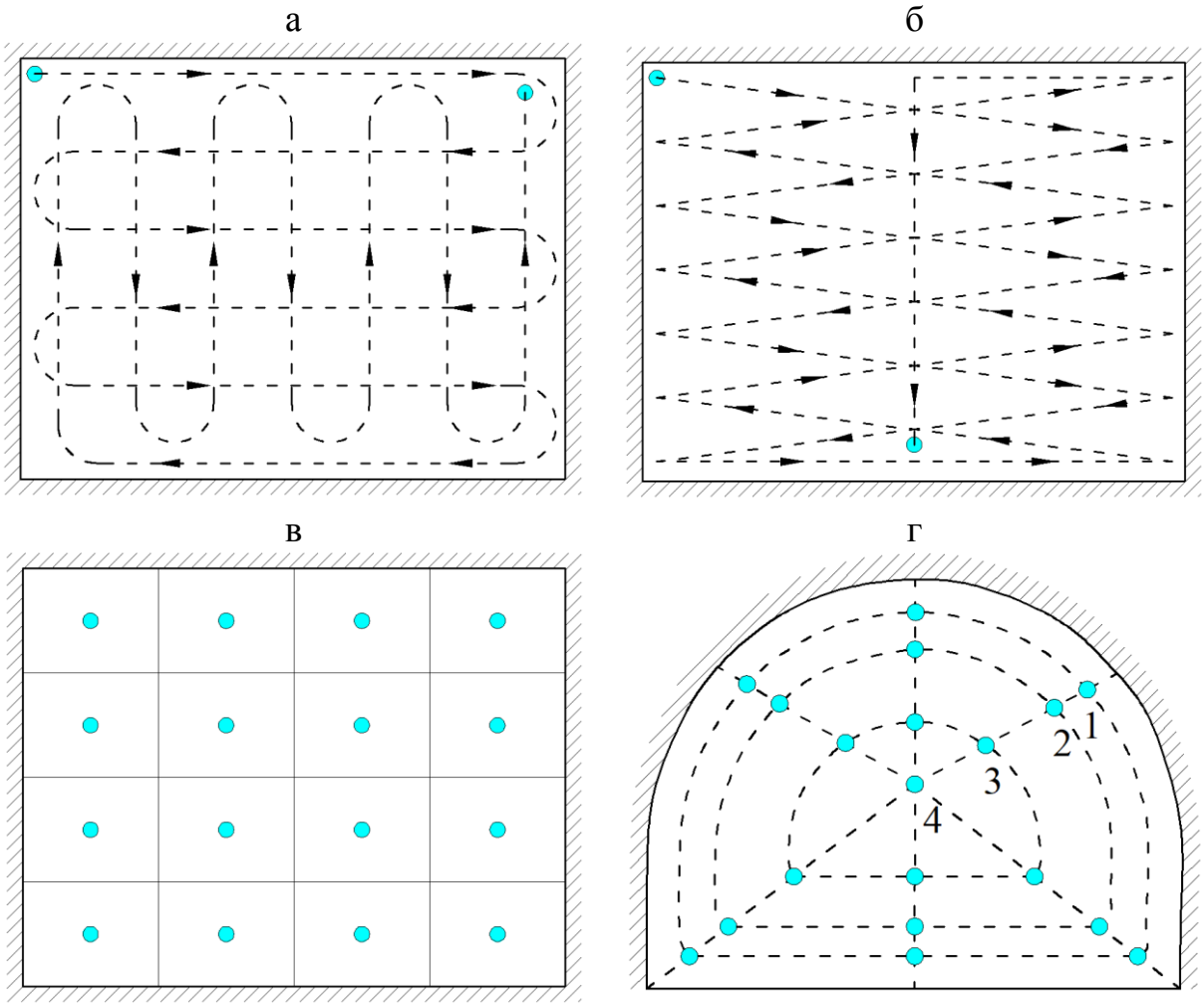


Рисунок 3.3 – Функциональная зависимость $Q(R)$

Из рисунка 3.3 видно, что кривые $Q(R)$ обладают вертикальными и горизонтальными асимптотами, вследствие чего точность расчёта R, kμ, напрямую зависит от корректности замеров указанных параметров. Погрешности могут приводить к существенному завышению, либо занижению R.

Стоит также отметить, что замеры скорости воздуха могут осуществляться посредством равномерного обвода сечения выработки анемометром по горизонтальным и вертикальным линиям (рисунок 3.4 а и 3.4 б), точечным (рисунок 3.4 в) и полярным (рисунок 3.4 г) методами с последующим усреднением полученных значений. Согласно [17] точечный и полярный методы используются при скорости воздуха менее 0,3 м/с, иначе применяется метод обвода сечения. При высоте выработки h до 2 м замерщик держит анемометр в руке, свыше 2 м – на шесте.



а, б – схемы обвода выработки при замере «в сечении» и «перед собой», соответственно; в, г – точечный и полярный методы, соответственно

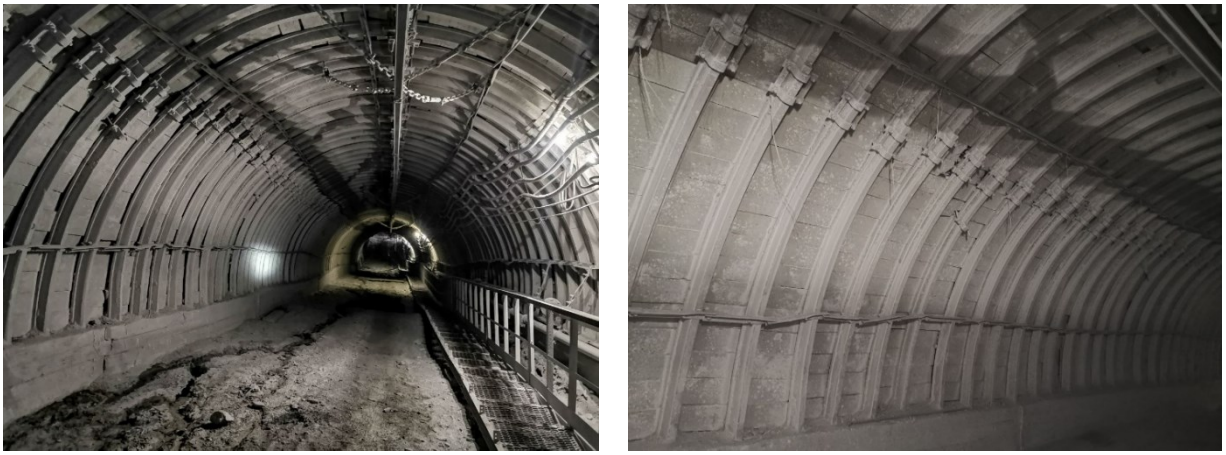
Рисунок 3.4 – Схемы замеров скорости воздуха при различных методах

Как уже отмечалось ранее при площадях поперечных сечений свыше 16 м^2 появляются трудности их обвода анемометром вследствие увеличения высоты выработки h (рисунок 3.5), а также значительные погрешности замеров величины падения депрессии $h_д$ между станами из-за малости её значений на 100-метровых участках. На рисунках 3.6 и 3.7 приведены фотографии подземных горных выработок шахт Кузнецкого бассейна, закреплённых получившими наибольшее распространение рамной металлической (арочной) и анкерной крепью.

а б

а – первая и б – вторая горные выработки
Рисунок 3.5 – Замер скорости воздуха в подземных горных выработках работниками ВГСЧ МЧС России

а б



а – вид вдоль оси горной выработки; б – вид на бок горной выработки
Рисунок 3.6 – Горная выработка шахты «Полосухинская», закреплённая рамной металлической (арочной) крепью КМП-А3

а б

а – первая и б – вторая горные выработки
Рисунок 3.7 – Горные выработки шахты «Увальная»,
закреплённые анкерной крепью

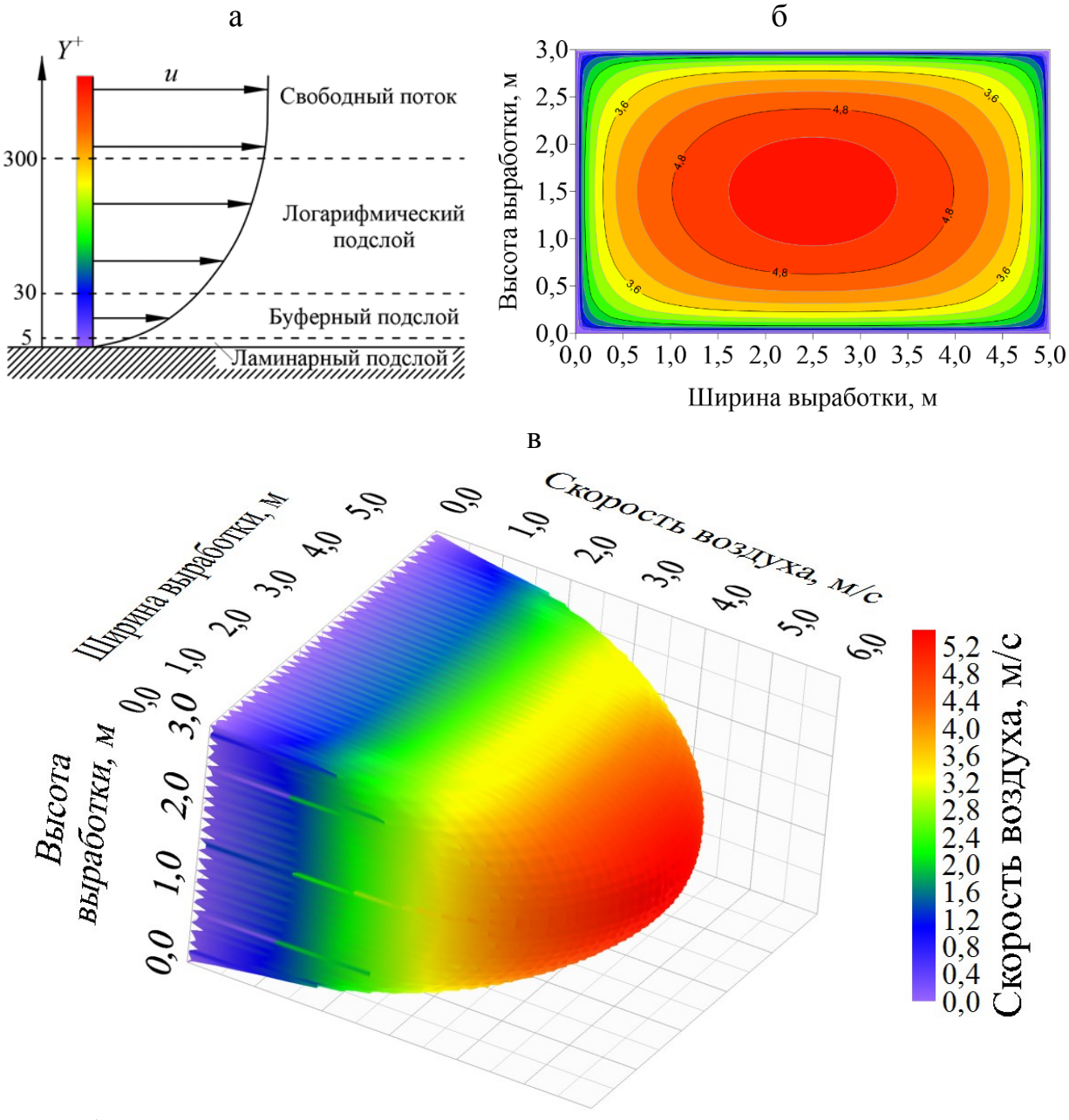
3.2 Описание физического процесса действия аэродинамического сопротивления трения при движении воздуха в горных выработках

В воздухе, движущемся по горной выработке, действуют силы межмолекулярного сцепления и силы давления, обуславливающие его молекулярную вязкость, нормальные и касательные напряжения.

За счёт вязкости воздуха происходит его прилипание к твёрдой поверхности выработки, т. е. непосредственно на ней скорость газа равна нулю. Появляется ламинарный вязкий подслой, т. е. слой, в котором скорость линейно зависит от расстояния до твёрдой стенки (рисунок 3.8). Далее следует буферный подслой, в котором начинается переход к турбулентности, а после следует область развитой турбулентности – логарифмический подслой, где средняя скорость течения *u* определяется логарифмической зависимостью от расстояния до стенки. После расположена область свободного течения. При этом смежные слои, находящиеся в относительном движении, тормозятся друг об друга при своём перемещении. Появляется сила трения, действующая на границах потоков и внутри них между слоями, на преодоление которой тратится энергия потока.

Отдельные объёмы воздуха при турбулентном режиме движения набегают на элементы крепи, а также на выступающие из ламинарного вязкого

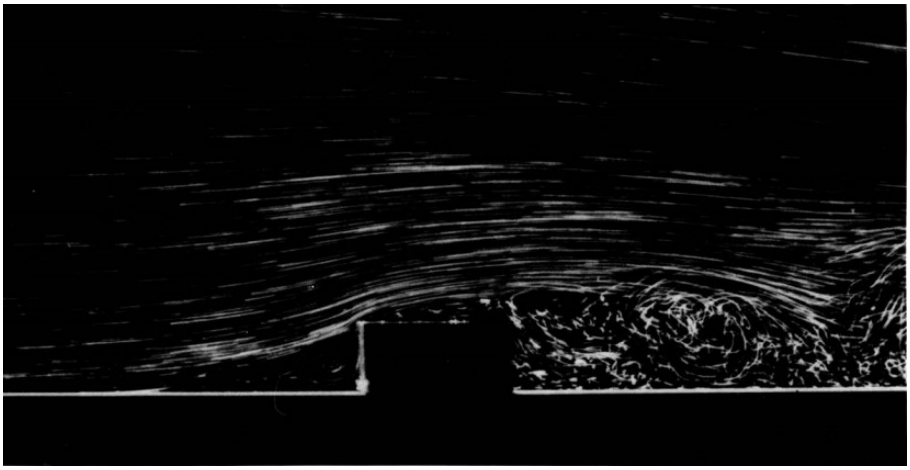
подслоя «бугры» шероховатости (рисунки 3.9 и 3.10). Поток воздух, подойдя к элементу крепи, оказывает на его лобовую часть динамическое давление, поджимается. За элементом крепи вследствие срыва потока образуются свободная струя и мёртвая зона, заполненная воздухом, находящимся в вихревом движении.



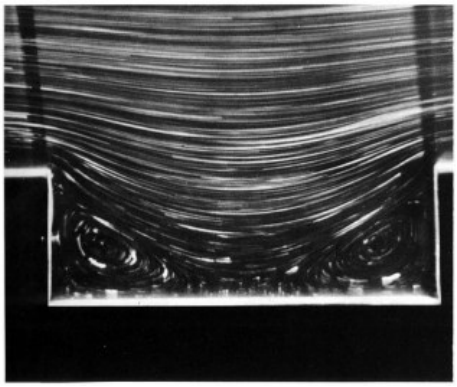
Y+ – безразмерное расстояние от стенки до ближайшего узла сетки

Рисунок 3.8 – Характерные области потока (а) и профиль скорости воздуха в сечении (б) и объёме (в) подземной горной выработки

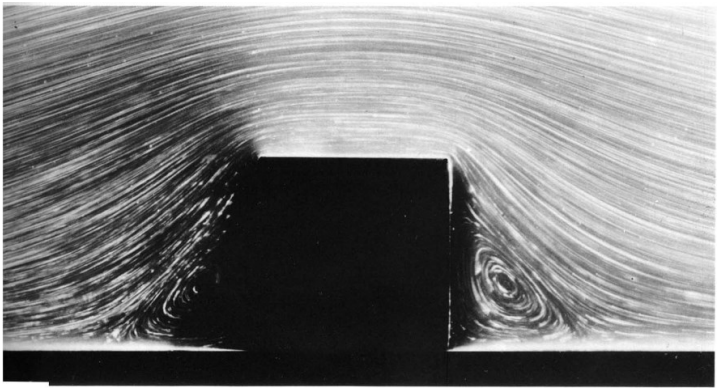
а



б

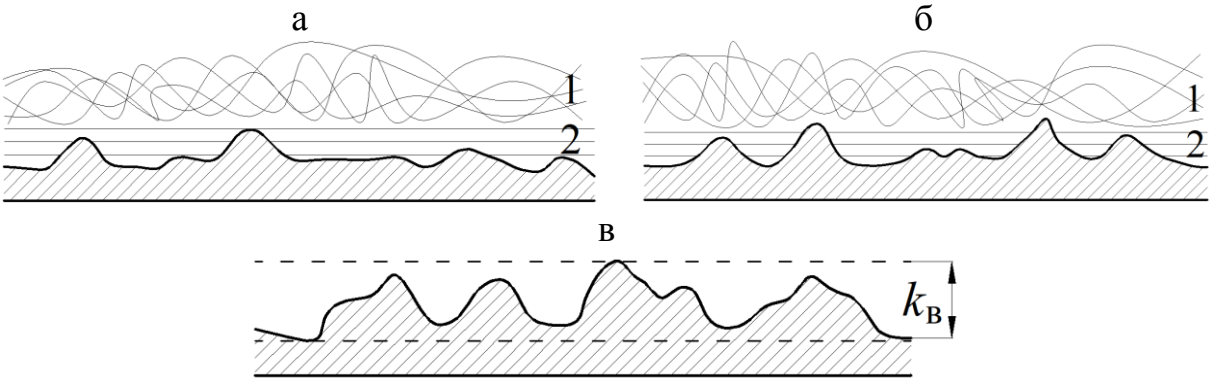


в



а – турбулентный отрыв при обтекании прямоугольного выступа на пластинке; б, в – ползучее течение при обтекании прямоугольной каверны и квадратного выступа на пластинке, соответственно

Рисунок 3.9 – Теневые фотографии обтекания выступов и каверны [43]



а, б – пограничный слой при малом и большом числах *Re*, соответственно; в – схема, поясняющая физический смысл величины $k_в$ – высота выступов «бугров» шероховатости

1 – турбулентное ядро потока; 2 – ламинарный пограничный слой

Рисунок 3.10 – Выступы шероховатости и ламинарный пограничный слой на стенках подземных горных выработок

При сплошном расположении элементов крепи объём застойных зон минимальный, а по мере увеличения расстояния между ними увеличиваются объём вихревых зон и потери энергии в них. С появлением участка ограниченного потока вихревые зоны достигают максимального развития и потери энергии в них, а также силы давления на крепь достигают максимума. При дальнейшем увеличении расстояния между элементами крепи, их число и число полностью развитых вихревых зон на единицу выработки уменьшается, а величина сопротивления каждого элемента остаётся постоянной.

Возникающие силы трения и давления на практике учитываются совместно и оцениваются по суммарному эффекту, который условно называется силой трений, а вызываемое ею сопротивление – сопротивлением трения. Для оценки величины сопротивления трения используется коэффициент α.

3.3 Исследование и обоснование значений коэффициентов α для выработок, закреплённых анкерной крепью

В п.2.1.7 «Методика и результаты обработки данных воздушно-депрессионных съёмок шахтных вентиляционных сетей» приведены полученные фактические значения коэффициентов α для широкого диапазона площадей поперечных сечений горных выработок. Для результатов практических замеров выделены значения коэффициентов α в диапазоне сечений S от 10 до 16 м^2, как наиболее достоверных по условиям, приведённым в подразделе 3.1 «Моделирование воздухораспределения в шахтных вентиляционных сетях. Замеры аэродинамических параметров». На указанном интервале для выработок, закреплённых анкерной крепью, на основе практических данных по коэффициентам α определена средняя высота выступов шероховатости $k_в$, которая составила 107 мм. Для этой цели использована формула Колбрука-Уайта (1.3) и диаграмма, приведённая на рисунке 1.10.

Средняя высота выступов шероховатости $k_в$ использована для расчёта коэффициента α для выработок, закреплённых анкерной крепью, сечением в диапазоне от 10 до 36 м^2 (высота – h = 2,0-6,0 м; ширина – w = 5,0-6,0 м).

Данные конфигурации соответствуют наиболее распространённым вариантам геометрических параметров подземных горных выработок, закреплённых анкерной крепью. Основные геометрические и аэродинамические параметры рассматриваемых конфигураций выработок приведены в таблице 3.1. Всего составлен 81 вариант моделей.

Таблица 3.1 – Геометрические и аэродинамические параметры моделей выработок, закреплённых анкерной крепью

№ п/п	$h_{св}$, м	$w_{св}$, м	$S_{св}$, м^2	P, м	u, м/с	D, м	lgRe
1	2,0	5,0	10,0	14,0	2,0	2,86	5,58
2		5,5	11,0	15,0		2,93	5,59
3		6,0	12,0	16,0		3,00	5,60
4	2,5	5,0	12,5	15,0	2,0	3,33	5,64
5		5,5	13,8	16,0		3,44	5,66
6		6,0	15,0	17,0		3,53	5,67
7	3,0	5,0	15,0	16,0	2,0	3,75	5,70
8		5,5	16,5	17,0		3,88	5,71
9		6,0	18,0	18,0		4,00	5,72
10	3,5	5,0	17,5	17,0	2,0	4,12	5,74
11		5,5	19,3	18,0		4,28	5,75
12		6,0	21,0	19,0		4,42	5,77
13	4,0	5,0	20,0	18,0	2,0	4,44	5,77
14		5,5	22,0	19,0		4,63	5,79
15		6,0	24,0	20,0		4,80	5,80
16	4,5	5,0	22,5	19,0	2,0	4,74	5,80
17		5,5	24,8	20,0		4,95	5,82
18		6,0	27,0	21,0		5,14	5,83
19	5,0	5,0	25,0	20,0	2,0	5,00	5,82
20		5,5	27,5	21,0		5,24	5,84
21		6,0	30,0	22,0		5,45	5,86
22	5,5	5,0	27,5	21,0	2,0	5,24	5,84
23		5,5	30,3	22,0		5,50	5,86
24		6,0	33,0	23,0		5,74	5,88
25	6,0	5,0	30,0	22,0	2,0	5,45	5,86
26		5,5	33,0	23,0		5,74	5,88
27		6,0	36,0	24,0		6,00	5,90

На рисунке 3.11 приведены графики изменения значений коэффициента α, полученных по данным расчёта (пунктирная линия) и по результатам ВДС. Кроме того, на рисунке 3.11 указаны области значений ранее известных табличных значений коэффициентов α для выработок с равномерной шерохо-

ватостью по результатам исследований предшественников. Приведены области значений как чистых выработок, так и при сильном загромождении. Здесь следует обратить внимание, что в табличных значениях отсутствует дифференциация по площади сечения выработок, а сами значения были получены, как указано в п.1.2.3 «Анализ результатов исследований аэродинамических сопротивлений трения горных выработок» для выработок с площадью поперечного сечения S до 10 м^2. Однако, как видно из данных практических замеров и расчётов, при увеличении S значения коэффициентов α уменьшаются.

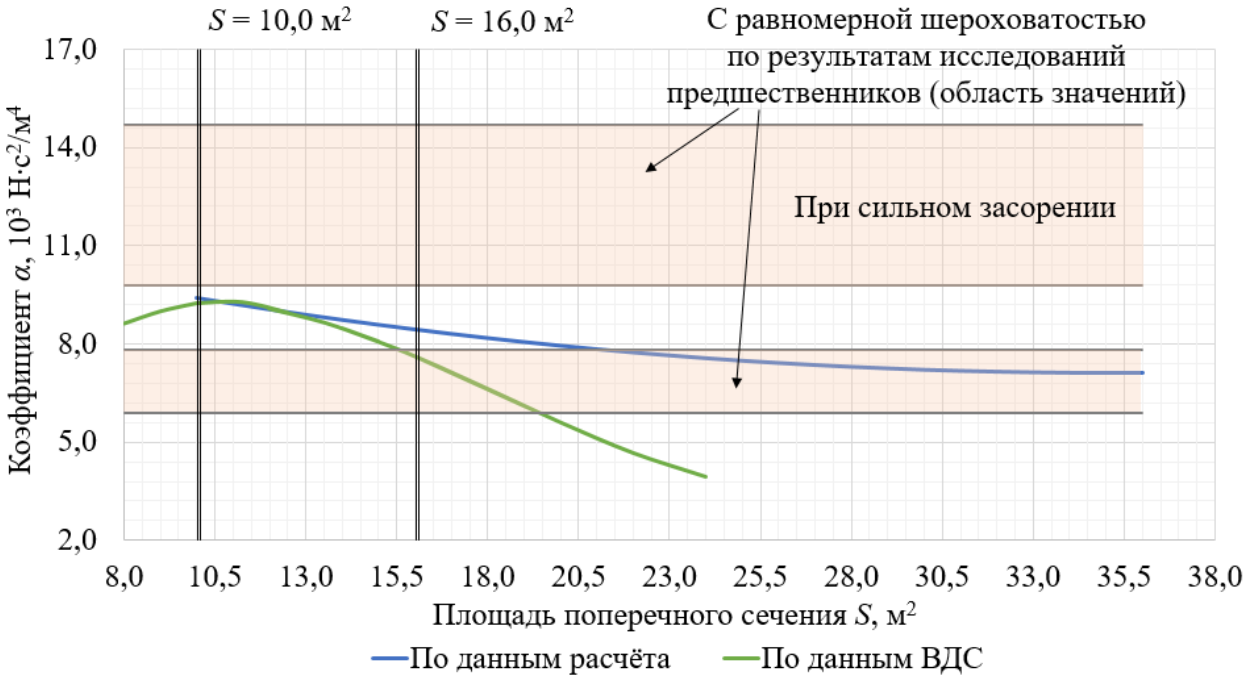


Рисунок 3.11 – График зависимостей $\alpha(S)$ для выработок, закреплённых анкерной крепью, в сравнении с ранее известными значениями для незакреплённых выработок, пройденных по углю

Для области значений площадей поперечного сечения подземных горных выработок, закреплённых анкерной крепью, S от 10 до 36 м^2 получена аппроксимирующая зависимость коэффициента $\alpha(S)$

$$\alpha = 0{,}00363 \cdot S^2 - 0{,}2549 \cdot S + 11{,}58. \qquad (3.1)$$

Расхождение (относительная погрешность) полученных значений коэффициентов α от данных практических замеров на интервале площадей сечений

S от 10 до 16 м^2 (рисунок 3.11) составило до 10,0 % (рисунок 3.12). Рост относительной погрешности с увеличением S, м^2, связан, как отмечалось ранее в п.2.1.7, с появлением трудностей выполнения замеров аэродинамических параметров горных выработок (рисунок 3.5).

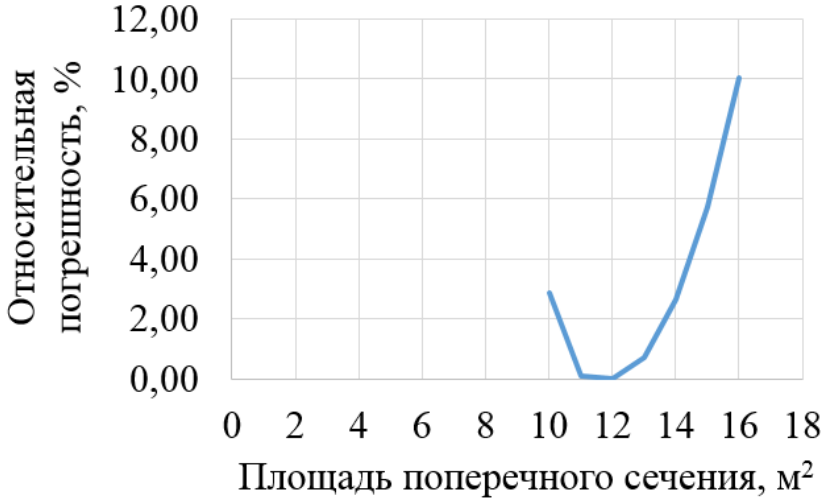


Рисунок 3.12 – Изменение относительной погрешности рассчитанных значений коэффициентов α горных выработок, закреплённых анкерной крепью, в зависимости от площади поперечного сечения

3.4 Исследование и обоснование значений коэффициентов α выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) крепью

С целью обоснования значений коэффициентов аэродинамического сопротивления трения α для горных выработок с данным способом крепления выполнено численное моделирование процессов движения воздуха по ним. Рассмотрены такие современные типы крепей, как КМП-А3, КМП-А4 и КМП-А5, с шагом установки рам $l_{кр}$ от 0,3 до 1,2 м и сечением в свету от 8,2 до 37,7 м^2, в соответствии с требованиями государственных стандартов и современным выпускаемым производством типовым рядом [9, 11, 304]. Принято, что материал спецпрофиля является гидравлически гладким, а межрамное пространство и почва выработки обладает аналогичной шероховатостью, что и выработки, закреплённые анкерной крепью. Последнее связано с тем, что при креплении выработок выполнятся установка «кругов» спецпрофиля, в проёмы (межрамное пространство) между которыми устанавливаются стяжки, выполненные из сетки, арматуры, фиброволокна и т. п. Граничные

условия и применённый математический аппарат приведены в подразделе 2.4 «Адаптация математических моделей аэрогазодинамических процессов в горных выработках». Использованы модели турбулентности – *K*-*ε*-модель (модель У.П. Джонсона – Б.Е. Лаундера) и SST-модель (модель Ф. Ментера).

3.4.1 Схема построения моделей выработок, геометрические параметры расчётной области и начальные условия

Концептуальная схема построения моделей для исследования аэродинамических процессов в горных выработках, закреплённых рамной металлической (арочной) крепью, приведена на рисунке 3.13.

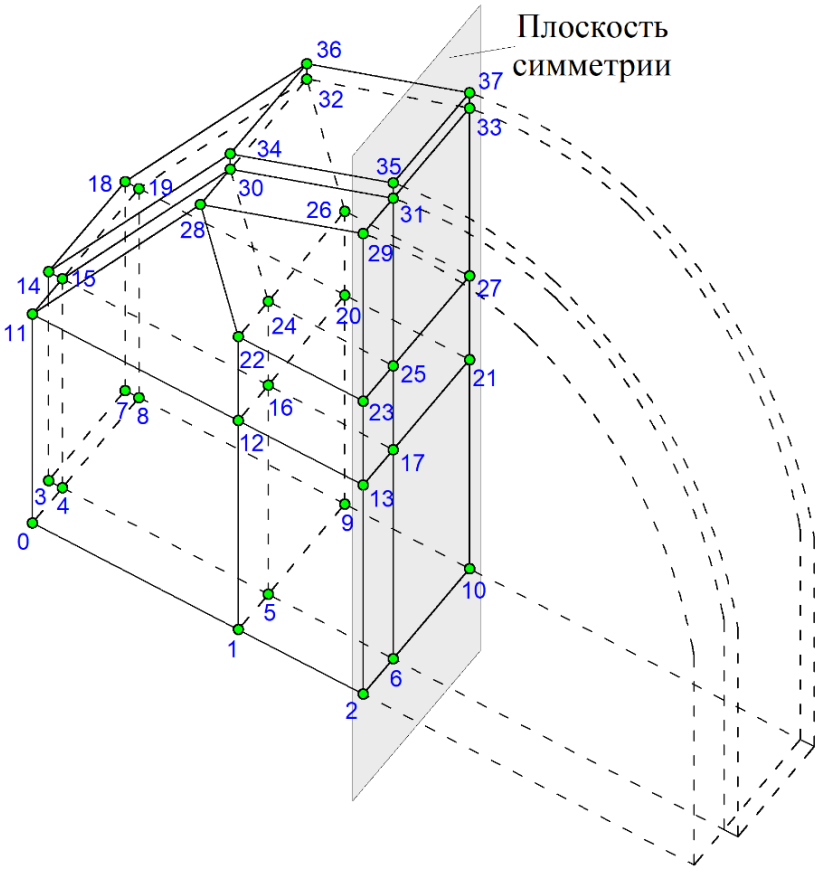


Рисунок 3.13 – Концептуальная схема построения моделей выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) крепью [107]

Модель составлена из 13 базовых блочных суперэлементов, каждый из которых декомпозируется на гексаэдры. Числами синего цвета обозначены вершины суперэлементов. Геометрические размеры данных суперэлементов

определяются типоразмером спецпрофиля, площадью поперечного сечения и шагом установки элементов крепи.

Для снижения стоимости вычислений использованы приёмы оптимизации геометрии расчётной области. При построении моделей применено свойство симметрии горных выработок относительно вертикальной плоскости, проходящей через осевую линию. Также изменена форма спецпрофиля в целях заполнения расчётной области конформной сеткой, сведения к минимуму перекоса её элементов для улучшения сходимости и обеспечения стабильности решения (рисунок 3.14). Толщина профиля отображена условно, движение воздуха внутри жёлоба не рассматривалось. Использованные методы оптимизации не снижают адекватности результатов, т. к. они не имеют значимого влияния на те свойства движущегося потока воздуха, которые исследуются. На рисунке 3.14 приведено поперечное сечение спецпрофиля с вынесенными обозначениями характерных размеров, использованных при составлении моделей (таблица 3.2).

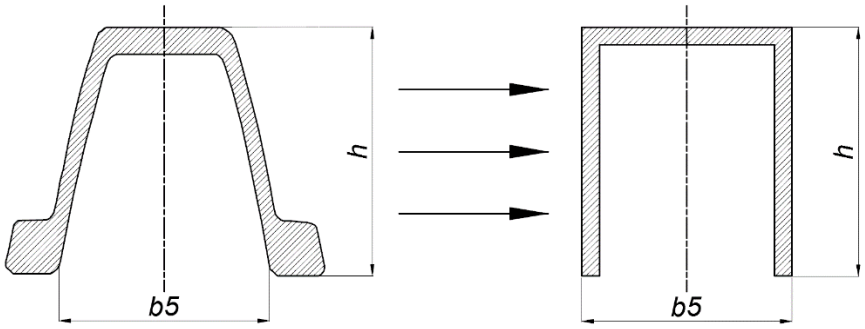


Рисунок 3.14 – Поперечное сечение профиля СВП [9, 11]

Таблица 3.2 – Характеристика балок спецпрофиля [11]

Номер профиля	*b*, мм	*b*1, мм	*b*2, мм	*b*5, мм	*h*, мм	*d*1, мм	*d*2, мм
СВП-14	121,0	55,0	46,5	84,4	88,0	5,4	18,0
СВП-17	131,5	60,0	51,0	91,5	94,0	5,7	19,7
СВП-19	136,0	60,0	51,0	94,0	102,0	6,0	20,6
СВП-22	145,5	60,0	51,5	99,5	110,0	6,2	22,5
СВП-27	149,5	59,5	50,6	99,5	123,0	7,1	24,5
СВП-33	166,0	66,0	56,0	110,0	137,0	7,9	27,5

В таблице 3.3 приведены основные геометрические и аэродинамические параметры моделей подземных горных выработок, закреплённых рамной металлической арочной крепью.

Таблица 3.3 – Геометрические и аэродинамические параметры моделей выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) крепью

№ п/п	Тип крепи	Профиль	h, мм	w, мм	S, м^2	P, м	u, м/с	$D_г$, м	lgRe
1	КМП-А3	СВП-17	2800	3270	8,20	10,89	1,0	3,01	5,30
2			3040	3570	9,70	11,81		3,29	5,34
3		СВП-22	3130	4180	11,20	12,80		3,50	5,37
4		СВП-27	3540	4750	14,40	14,53		3,96	5,42
5		СВП-33	3620	5190	16,00	15,44		4,15	5,44
6		СВП-33	4250	5430	19,80	16,98		4,66	5,49
7		СВП-27	4740	5050	21,00	17,33		4,85	5,51
8		СВП-33							
9		СВП-27	5000	5550	24,50	18,75		5,23	5,54
10		СВП-33							
11		СВП-27	5000	6000	26,90	19,71		5,46	5,56
12		СВП-33							
13		СВП-27	5300	6470	29,90	20,79		5,75	5,58
14		СВП-33							
15	КМП-А4	СВП-22	3160	4200	11,50	12,96	1,0	3,55	5,37
16		СВП-27	3230	4470	12,30	13,47		3,65	5,38
17		СВП-27	3360	4700	13,40	14,08		3,81	5,40
18		СВП-27	3540	4810	14,60	14,66		3,98	5,42
19		СВП-33	3680	5170	16,10	14,48		4,45	5,44
20		СВП-33	3950	5680	18,90	16,80		4,50	5,48
21		СВП-27	4430	5110	20,50	17,22		4,76	5,50
22		СВП-33							
23		СВП-27	4710	5440	23,20	18,28		5,08	5,53
24		СВП-33							
25		СВП-27	5180	5980	28,10	20,13		5,58	5,57
26		СВП-33							
27		СВП-27	5630	6500	33,10	21,84		6,06	5,60
28		СВП-33							
29		СВП-27	6000	6930	37,70	23,30		6,47	5,63
30		СВП-33							
31	КМП-А5	СВП-22	3690	4180	13,20	13,81	1,0	3,82	5,42
32		СВП-22	3830	4180	13,90	14,13		3,94	5,43
33		СВП-22	4130	4180	15,50	14,13		4,39	5,45
34		СВП-27	3990	4750	16,00	15,25		4,20	5,47
35		СВП-27	4190	4750	17,00	15,67		4,34	5,48
36		СВП-27	4490	4750	18,70	16,38		4,57	5,49
37		СВП-33	4020	5190	17,30	15,94		4,34	5,49
38		СВП-33	4220	5190	18,50	16,40		4,51	5,50
39		СВП-33	4520	5190	20,20	17,06		4,74	5,51

Окончание таблицы 3.3

40		СВП-27	4800	4900	20,80	17,24		4,83	5,51
41		СВП-33							
42		СВП-27	5250	5420	25,30	19,02		5,32	5,56
43		СВП-33							
44		СВП-27	5360	5550	25,70	19,18		5,36	5,56
45		СВП-33							
46		СВП-27	5500	6000	28,80	20,32		5,67	5,59
47		СВП-33							

Примечание. h, w – высота и ширина выработки в свету, мм S, P – площадь сечения и периметр выработки, м^2 и м; u – средняя скорость потока воздуха, м/с; $D_г$ – гидравлический диаметр выработки, м; lgRe – десятичный логарифм числа Рейнольдса

Интенсивность турбулентности принята равной 5 %, а скорость потока воздуха u, входящего в расчётную область – 1 м/с. Рассматриваемый диапазон чисел Рейнольдса lgRe – 5,30-5,63. Таким образом моделируется полностью развитый турбулентный поток.

3.4.2 Обоснование протяжённости моделируемой выработки

При движении потока воздуха в прямолинейных воздуховодах различают начальный участок течения и участок стабилизированного течения [144]. Вязкий пограничный слой постепенно нарастает от входного участка. В конечном итоге, он вырастает настолько, что полностью заполняет воздуховод (при условии, что он достаточно протяжённый). Когда это происходит, поток воздуха полностью стабилизируется и профиль скорости в осевом направлении перестаёт изменяться (рисунок 3.15). Для фундаментальных уравнений аэрогазодинамики на стабилизированном участке потока воздуха существуют аналитические решения.

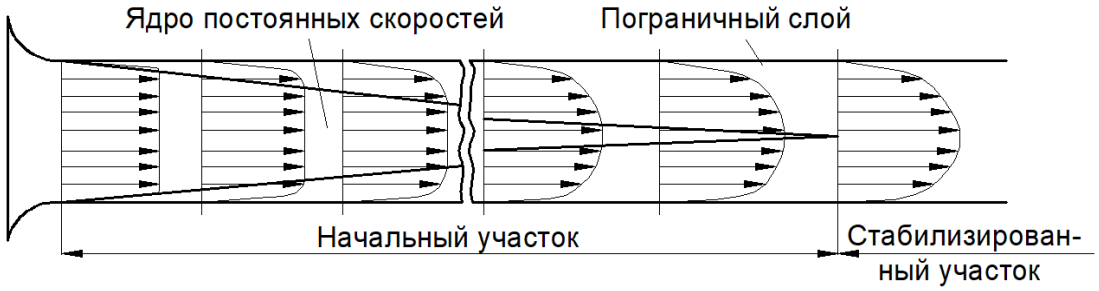
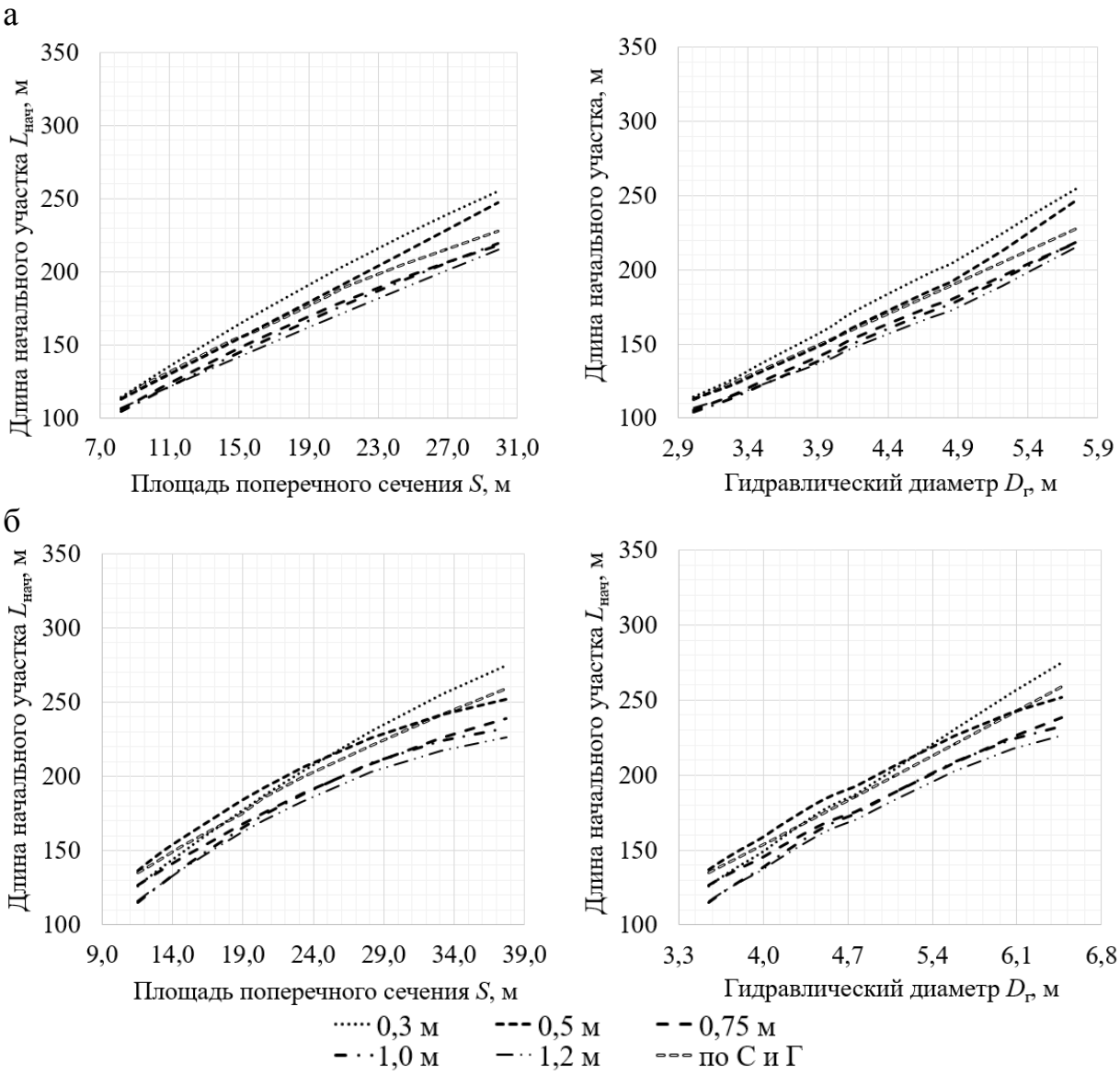


Рисунок 3.15 – Схема распределения скоростей по сечению выработки при нарастании ламинарного пограничного слоя [144]

С целью оценки протяжённости начального участка $L_{нач}$, м, для рассматриваемых типов крепей выполнена серия тестовых расчётов (рисунок 3.16). Выполнено сравнение полученных результатов с протяжённостью $L_{нач}$, определённому по формуле Солодкина и Гиневского (2.38).

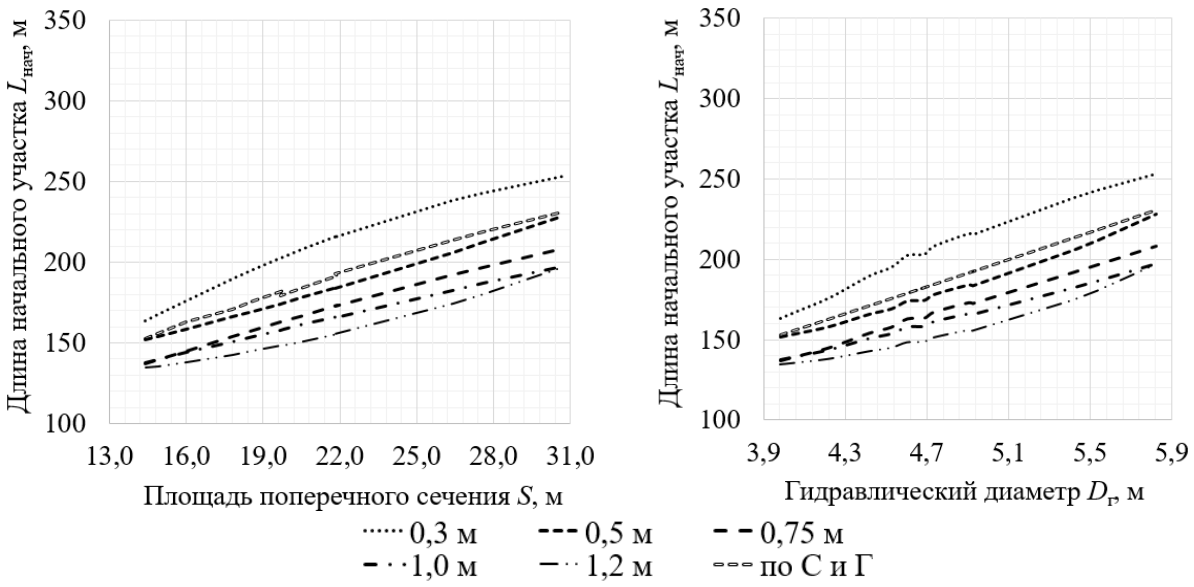


а – КМП-А3; б – КМП-А4; в – КМП-А5

Рисунок 3.16 – Зависимость длины начального участка $L_{нач}$ от гидравлического диаметра и шага установки элементов крепи (начало)

Как видно из графиков, приведённых на рисунке 3.16, рассчитанные значения $L_{нач}$ сопоставимы с аналитическим решением по формуле Солодкина и Гиневского. Небольшие различия обусловлены наличием межрамных полостей и сжатием/расширением потока на этих участках.

в



а – КМП-А3; б – КМП-А4; в – КМП-А5

Рисунок 3.16 – Зависимость длины начального участка $L_{нач}$ от гидравлического диаметра и шага установки элементов крепи (окончание)

Исходя из анализа приведённых графиков, установлен диапазон значений длин начальных участков моделей выработок, на протяжении которых происходит нарастание вязкого пограничного слоя. Для крепей КМП-А3 он составляет 104-255 м, КМП-А4 – 115-275 м, КМП-А5 – 137-253 м. Исходя из этого, для моделирования принята протяжённость моделей выработок, равная 300 м.

3.4.3 Программное обеспечение для автоматизированного формирования моделей выработок. Построение моделей

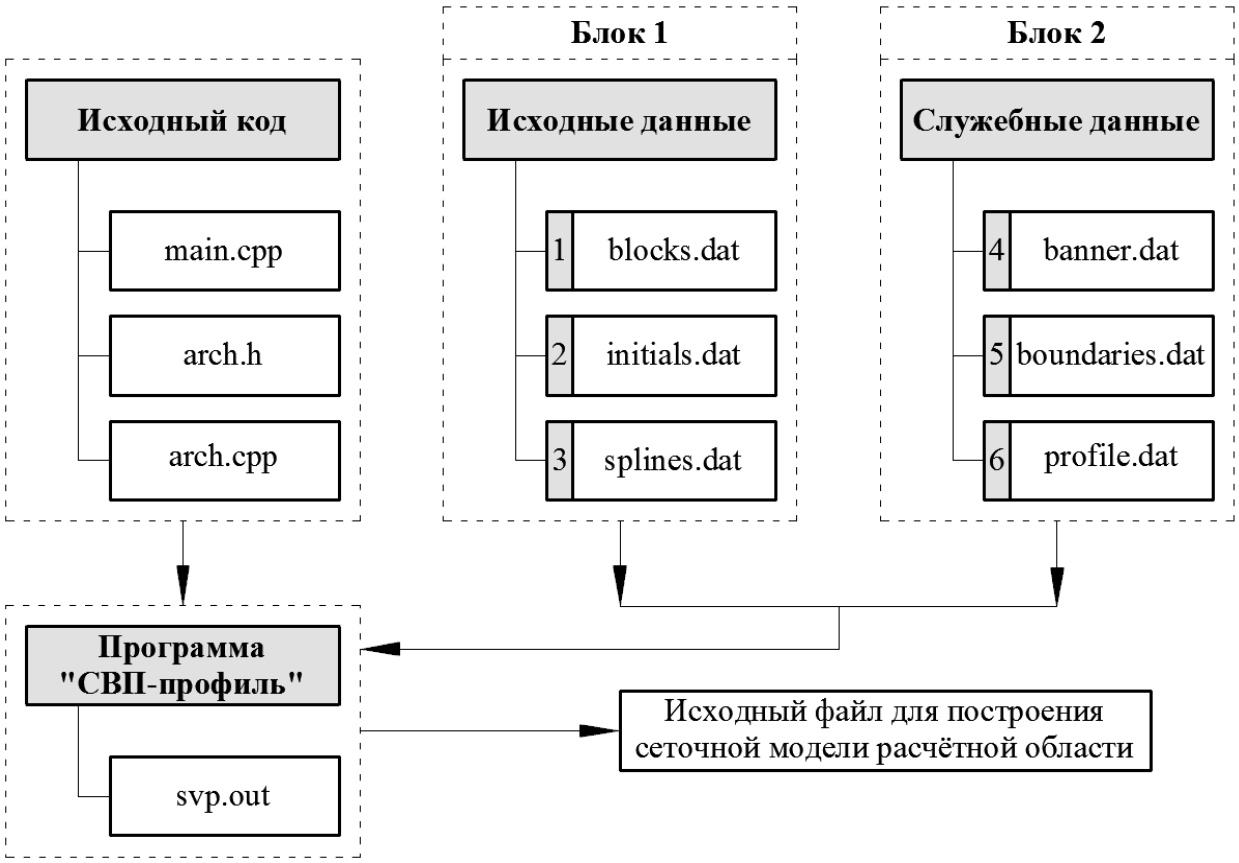
Элементы рамной металлической (арочной) крепи выработок имеют повторяющиеся элементы, поэтому предложено программное формирование сеточной модели расчётной области с применением итеративной процедуры. С помощью средств языка программирования C++ (Vim, GCC) выполнена разработка программы «СВП-профиль», автоматизирующей построение моделей выработок необходимой длины и заданием всех требуемых начальных и граничных условий, общая схема работы которой приведена на рисунке 3.17. В редактируемых файлах вводятся следующие исходные данные (рисунок 3.17):

- файл 1 (blocks.dat) – указание схем компоновки суперэлементов и глубины их декомпозиции для первого «круга» установки элементов крепи и межрамного пространства до второго;

- файл 2 (initials.dat) – ввод данных по геометрическим параметрам выработки (длина, ширина, высота, площадь поперечного сечения и т. д.), номера спецпрофиля, шага установки элементов крепи, опорной точки (начало отсчёта);

- файл 3 (splines.dat) – ввод данных по координатам сплайнов для формирование арочного свода;

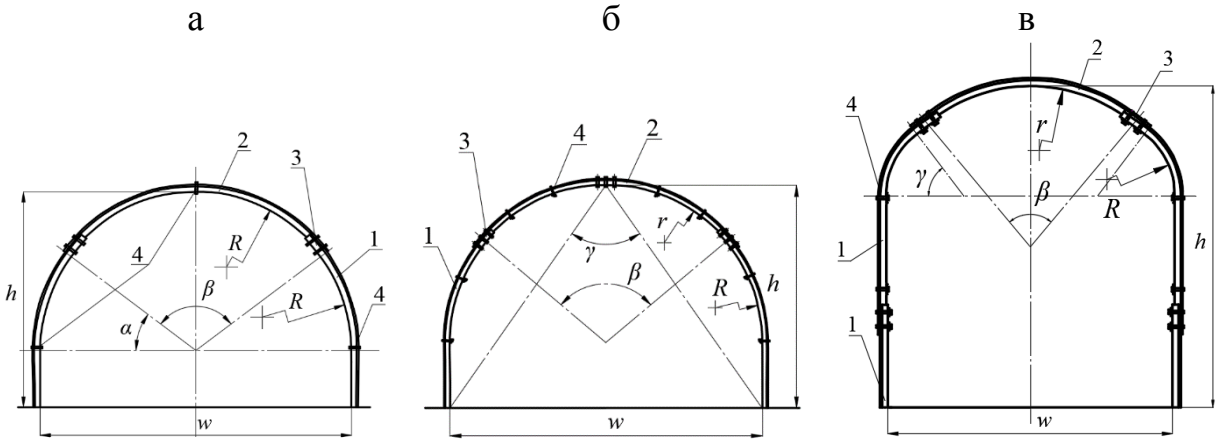
- файлы 4-6 (boundaries.dat, profile.dat, banner.dat) – служебные данные с возможностью редактирования, связанные с граничными условиями, характеристиками спецпрофиля и информационной частью, формируемого файла для построения сеточной модели.



1-3 – файлы с исходными данными (геометрические параметры выработки, расстояние между рамами крепи, номер спецпрофиля и т. п.); 4-6 – дополнительные служебные данные

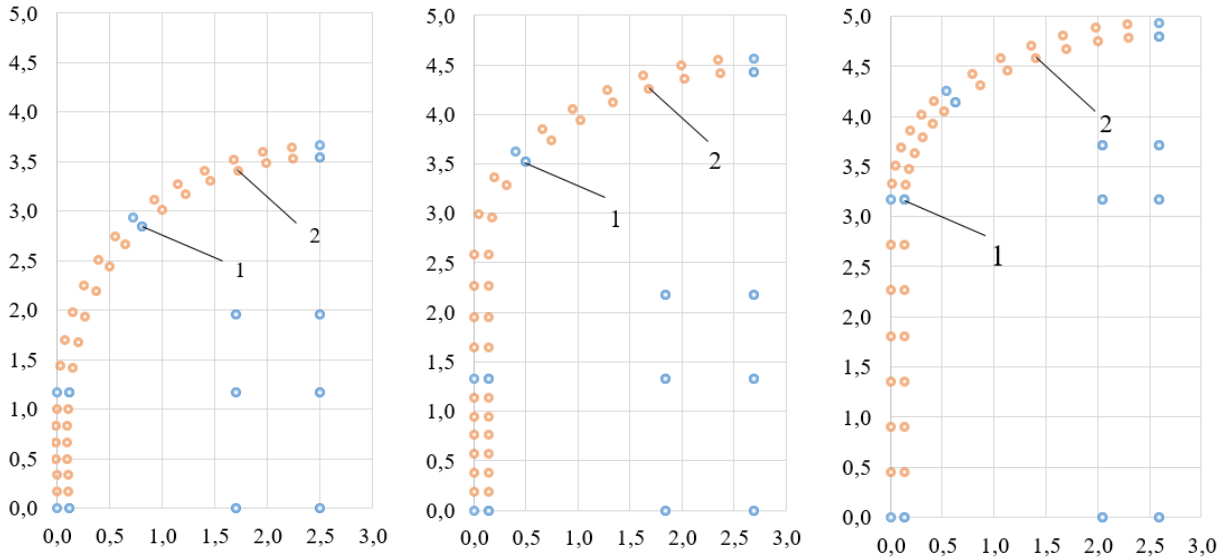
Рисунок 3.17 – Схема работы программы «СВП-профиль»

С использованием программы «СВП-профиль» построены модели выработок, закреплённых рамными металлическими (арочными) крепями типа КМП-А3, КМП-А4 и КМП-А5 (рисунки 3.18 и 3.19). Последняя основана на трёхзвенной крепи КМП-А3 и имеет дополнительные прямолинейные звенья, удлиняющие стойки, по одной на каждую сторону. Шаг установки элементов крепи $l_{кр}$ принят равным 0,30; 0,50; 0,75; 1,00 и 1,20 м (рисунок 3.20).



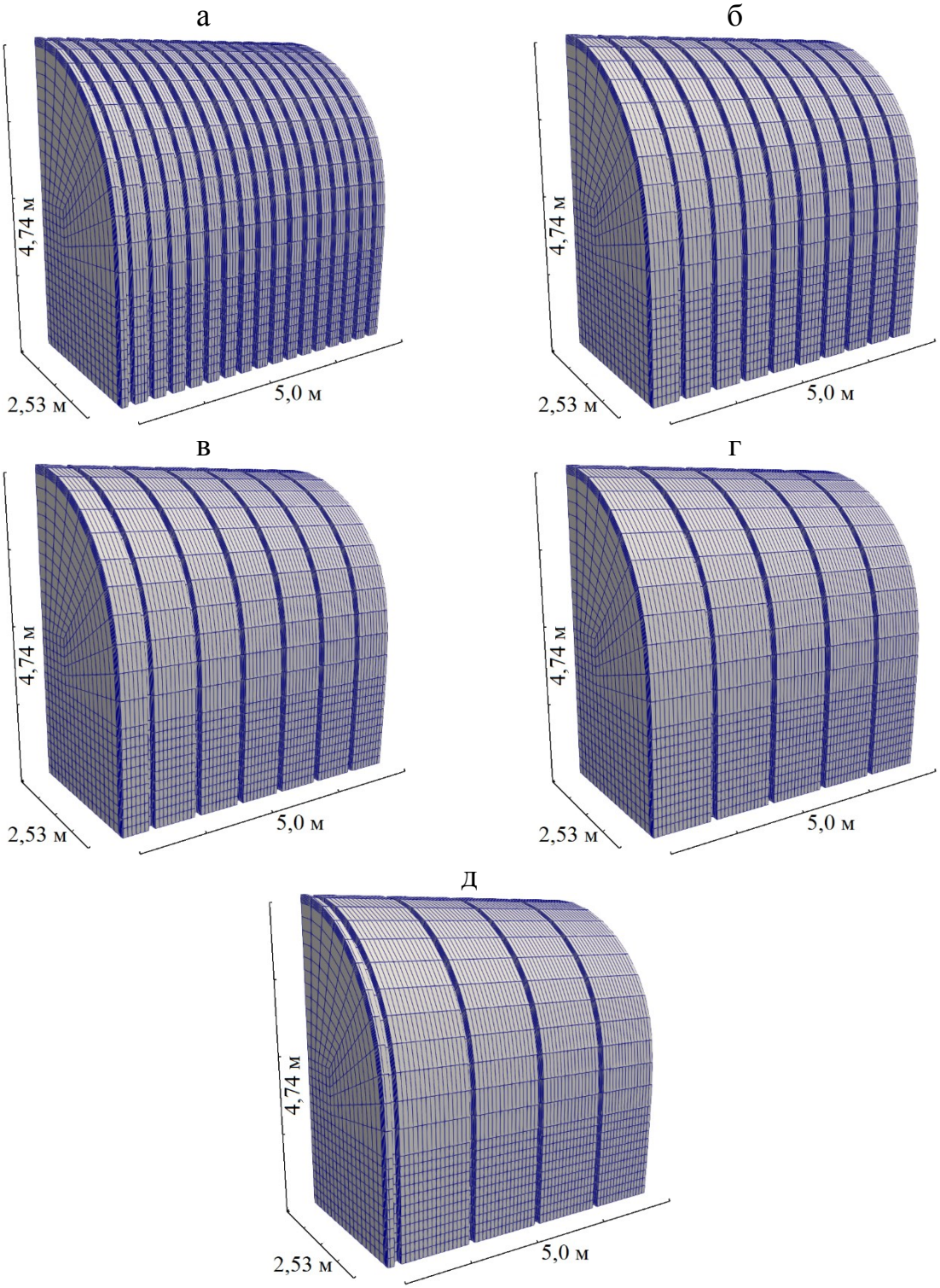
а – КМП-А3; б – КМП-А4; в – КМП-А5; 1 – стойки; 2 – верхние сегменты; 3 – замок; 4 – стяжки; h, w – высота и ширина выработки в свету, мм; R, r – радиусы кривизны; α, β, γ – углы, размещения элементов

Рисунок 3.18 – Варианты изготавливаемых крепей [304]



Ось абсцисс (x) – ширина выработки, м; ось аппликат (z) – высота выработки
1 – узлы базовых блочных суперэлементов (синий цвет); 2 – дополнительные узлы для сплайнов (оранжевый цвет)
а – КМП-А3 (СВП-27, S = 14,4 м^2); б – КМП-А4 (СВП-33, S = 20,5 м^2); в – КМП-А5 (СВП-33, S = 21,8 м^2)

Рисунок 3.19 – Пример расположения узлов в плоскости x-z при построении моделей (длина выработки – вдоль оси y)



Шаг $l_{кр}$: а – 0,3 м; б – 0,5 м; в – 0,75 м; г – 1,0 м; д – 1,2 м

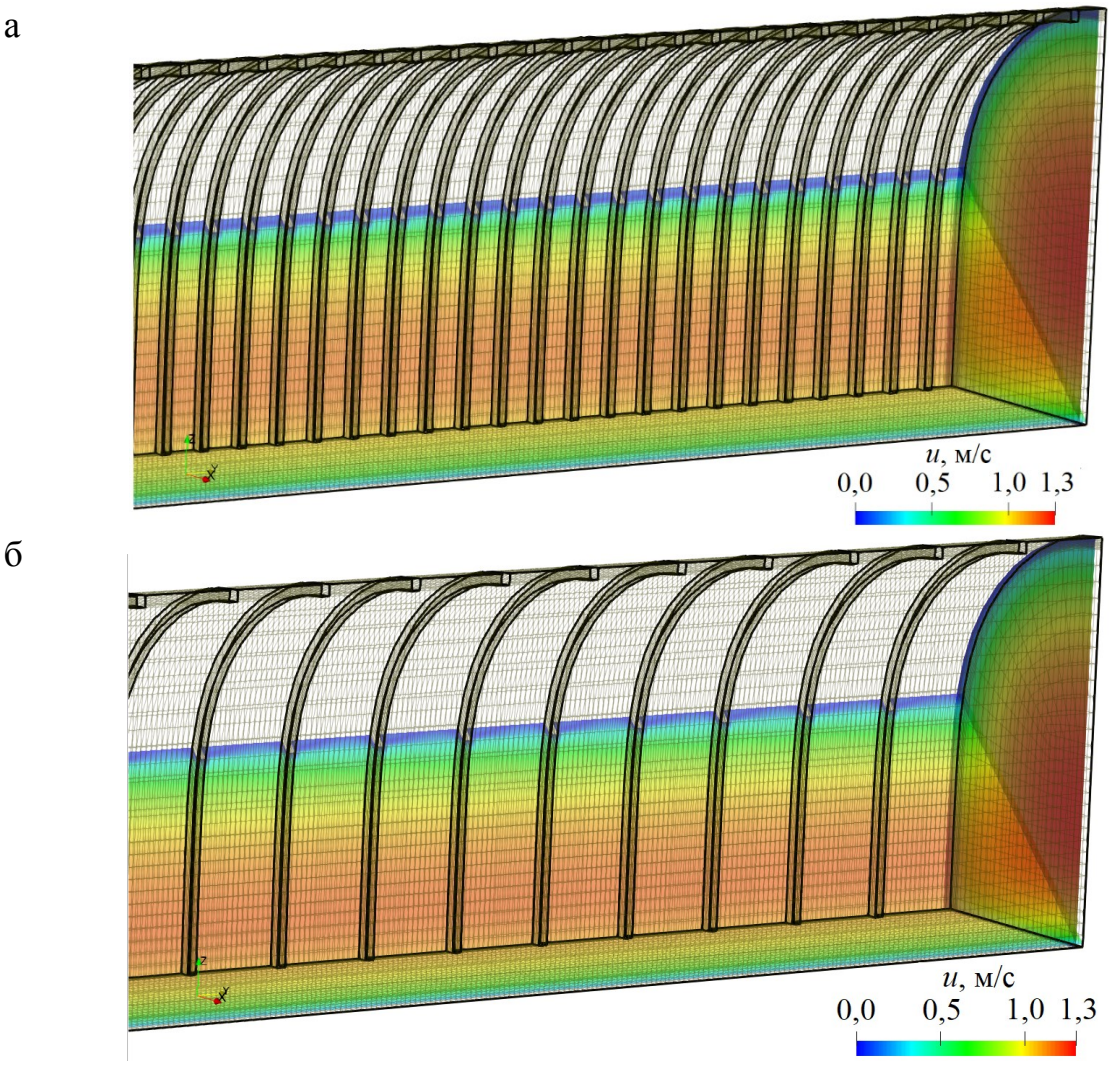
Рисунок 3.20 – Фрагмент расчётной области для выработок, закреплённых крепью КМП-А3 (СВП-27, S = 21,0 м^2)

Всего создано 235 моделей выработок, длина каждой из них составляет 300 м. Глубина декомпозиции расчётной области составила от 1,0 до 5,3 млн. гексаэдров. Для всего стека моделей числа Рейнольдса составили диапазон lgRe = 5,30-5,63 (полностью развитый турбулентный режим движения потока

воздуха). Для автоматизации консольных операций при процессе вычислений применены bash-скрипты ОС GNU/Linux.

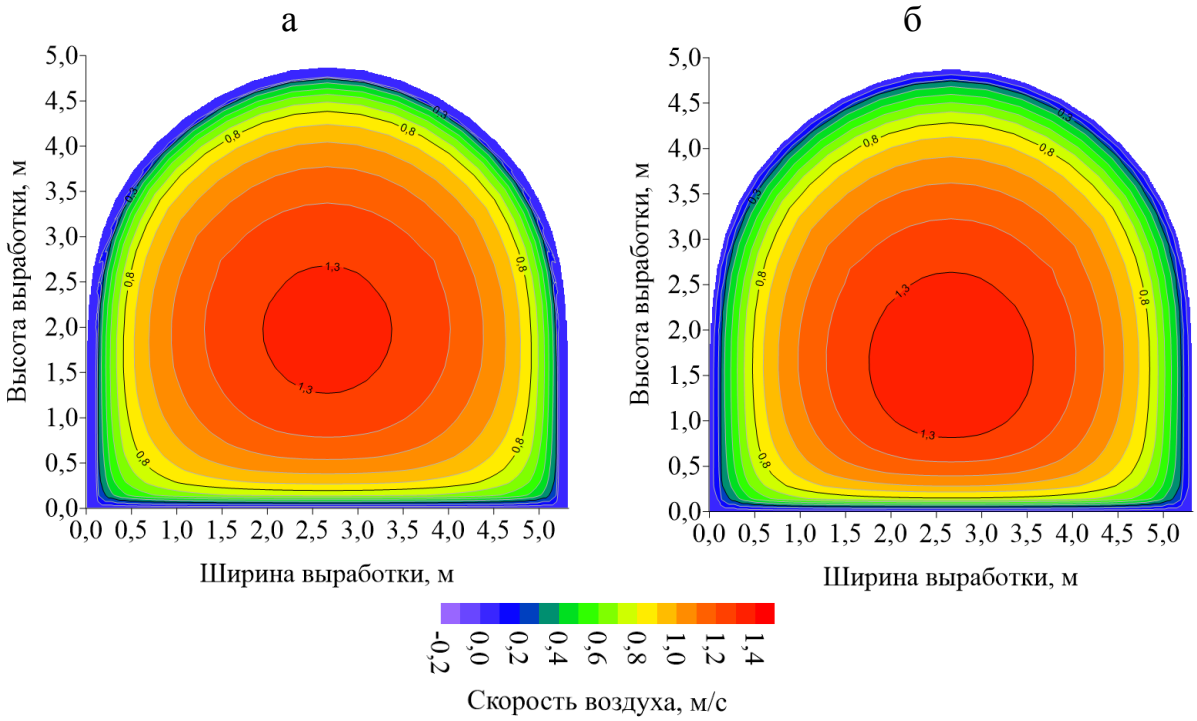
3.4.4 Обработка результатов численного моделирования

Моделирование процессов движения воздуха по подземным горным выработкам, закреплённым рамной металлической (арочной) крепью, выполнено для условий ρ = 1,20 кг/м^3. На рисунке 3.21 приведены фрагменты расчётной области с распределением скорости потока по выработке сечением 21,0 м^2, а на рисунке 3.22 – профиль скорости потока воздуха в сечении, стан замера – 295 м (рисунок 3.23). Как видно из рисунка 3.22, изолинии абсолютных значений скорости потока воздуха вытягиваются в сторону почвы выработки.



Шаг $l_{кр}$: а – 0,5 м; б – 1,2 м

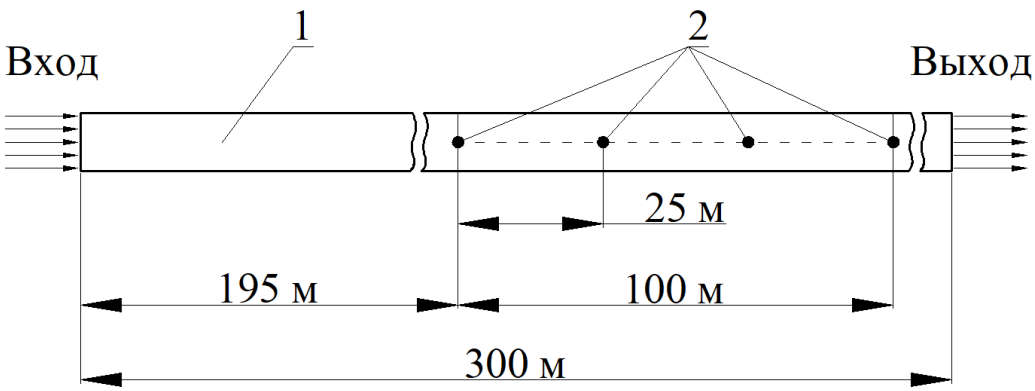
Рисунок 3.21 – Распределение скорости потока по сечению выработки, закреплённой крепью КМП-А3 (профиль СВП-33, S = 21,0 м^2)



Шаг $l_{кр}$: а – 0,5 м; б – 1,2 м

Рисунок 3.22 – Профиль скорости потока воздуха в сечении выработки, закреплённой крепью КМП-А3 (профиль СВП-33, S = 21,0 м^2)

Измерения параметров u (средняя скорость потока, м/с) и p (давление, Па) выполнены в станах, определённых на стометровом участке модели, расположенном в 195 м от входа в расчётную область (рисунок 3.23). Расчёт коэффициентов α выполнен с использованием формул (1.1) пункта 1.2.3 «Анализ результатов исследований аэродинамических сопротивлений трения горных выработок» и (2.43) подраздела 2.4 «Адаптация математических моделей аэрогазодинамических процессов в горных выработках».



1 – участок формирования пограничного слоя; 2 – станы замера

Рисунок 3.23 – Схема размещения в модели станов замера аэродинамических параметров потока воздуха

Полученные значения коэффициентов α для выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) крепью, с учётом ранжирования по номеру спецпрофиля, приведены в таблице 3.4, а на рисунке 3.24 и таблице 3.5 в приведены аппроксимирующие зависимости $\alpha(S)$ исходя из гипотезы об их полиномиальном виде. Данные величины соответствуют минимально возможным для выработок с сечением 8,2-37,7 м^2 для следующих условий: прямолинейный участок чистой (незахламлённой) выработки; равномерная установка рам крепи с шагом $l_{кр}$ = 0,3-1,2 м; отсутствие смещения рам относительно оси выработки.

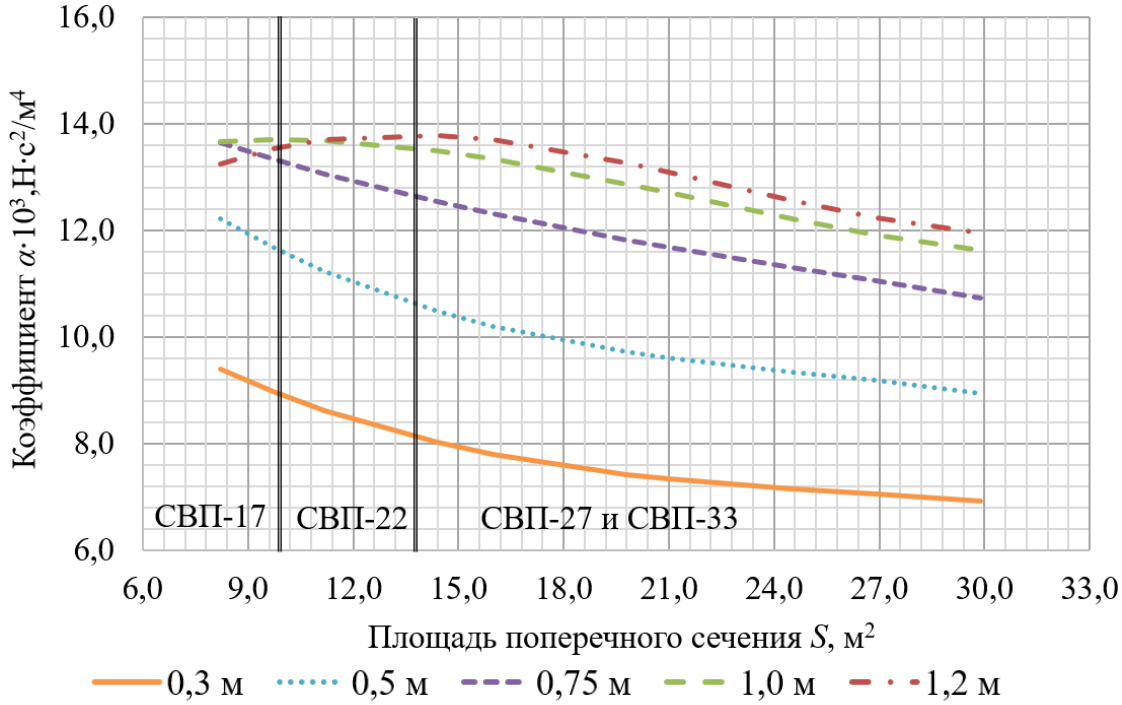
Таблица 3.4 – Значения коэффициентов α выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) крепью

№ п/п	Тип профиля	Площадь сечения S, м^2	Значения коэффициента $\alpha\cdot10^3$ Н·с^2/м^4 при шаге установке элементов крепи $l_{кр}$, м				
			0,30	0,50	0,75	1,00	1,20
КМП-А3							
1	СВП-17	8,20	9,22	12,08	13,58	13,74	13,45
2		9,70	9,24	11,92	13,40	13,51	13,21
3	СВП-22	11,20	8,62	11,17	13,11	13,78	13,75
4	СВП-27	14,40	8,13	10,54	12,60	13,58	13,77
5	СВП-33	16,00	7,58	10,02	12,18	13,32	13,87
6		19,80	7,26	9,61	11,70	12,77	13,29
7	СВП-27	21,00	7,59	9,82	11,79	12,66	12,82
8	СВП-33	21,00	7,21	9,56	11,76	12,80	13,30
9	СВП-27	24,50	7,35	9,47	11,33	12,16	12,32
10	СВП-33	24,50	6,99	9,22	11,30	12,29	12,78
11	СВП-27	26,90	7,21	9,27	11,04	11,85	12,02
12	СВП-33	26,90	6,87	9,02	11,01	11,98	12,46
13	СВП-27	29,90	7,06	9,06	10,75	11,56	11,74
14	СВП-33	29,90	6,72	8,82	10,73	11,69	12,18
КМП-А4							
15	СВП-22	11,50	8,63	11,16	13,09	13,72	13,69
16	СВП-27	12,30	8,47	10,99	13,13	14,10	14,28
17	СВП-27	13,40	8,25	10,71	12,78	13,78	13,97
18	СВП-27	14,60	8,13	10,52	12,57	13,51	13,70
19	СВП-33	16,10	7,53	9,98	12,14	13,28	13,84
20	СВП-33	18,90	7,34	9,69	11,73	12,83	13,37
21	СВП-27	20,50	7,64	9,84	11,82	12,67	12,84
22	СВП-33	20,50	7,26	9,58	11,79	12,80	13,30
23	СВП-27	23,20	7,45	9,60	11,50	12,34	12,52

Окончание таблицы 3.4

24	СВП-33	23,20	7,09	9,35	11,46	12,47	12,97
25	СВП-27	28,10	7,21	9,23	11,04	11,84	12,01
26	СВП-33	28,10	6,86	9,00	11,01	11,96	12,43
27	СВП-27	33,10	7,00	8,92	10,66	11,43	11,59
28	СВП-33	33,10	6,65	8,72	10,63	11,54	11,99
29	СВП-27	37,70	6,83	8,70	10,39	11,13	11,30
30	СВП-33	37,70	6,50	8,50	10,36	11,24	11,69
КМП-А5							
31	СВП-22	14,40	7,92	10,35	12,43	13,19	13,19
32	СВП-22	14,90	7,84	10,28	12,33	13,09	13,10
33	СВП-22	16,00	7,76	10,19	12,19	12,92	12,93
34	СВП-27	17,80	7,54	9,87	12,09	13,17	13,38
35	СВП-27	18,60	7,46	9,79	11,97	13,06	13,26
36	СВП-27	19,80	7,35	9,68	11,82	12,91	13,13
37	СВП-33	19,70	6,98	9,28	11,67	13,02	13,56
38	СВП-33	20,60	6,92	9,21	11,57	12,92	13,48
39	СВП-33	21,90	6,86	9,16	11,44	12,71	13,28
40	СВП-27	21,80	7,25	9,53	11,62	12,67	12,89
41	СВП-33	21,80	6,87	9,30	11,54	12,82	13,41
42	СВП-27	26,40	6,96	9,12	11,11	12,13	12,35
43	СВП-33	26,40	6,61	8,87	11,05	12,31	12,88
44	СВП-27	27,60	6,93	9,06	11,02	12,02	12,24
45	СВП-33	27,60	6,58	8,82	10,94	12,17	12,73
46	СВП-27	30,70	6,81	8,85	10,74	11,71	11,91
47	СВП-33	30,70	6,46	8,60	10,67	11,85	12,38

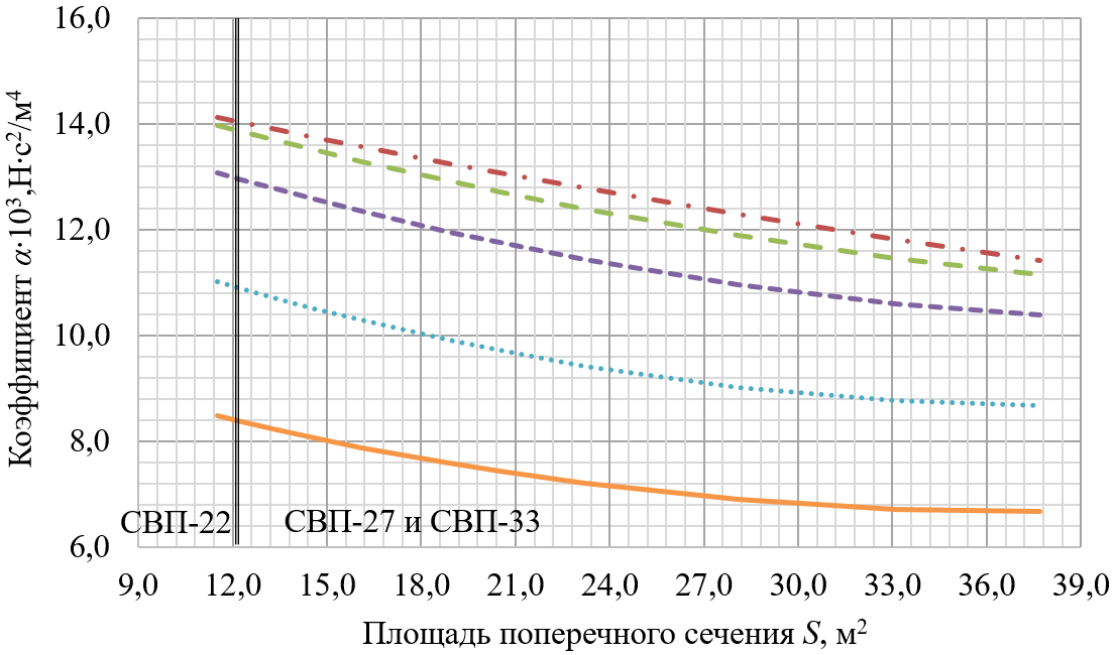
а



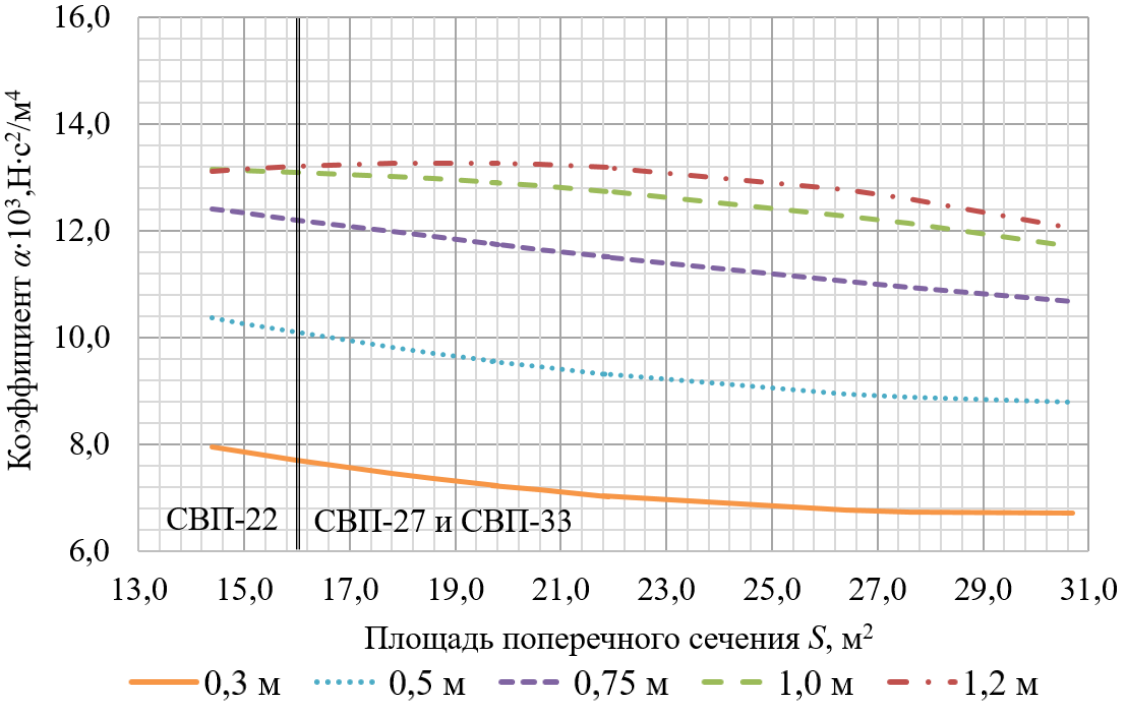
а – КМП-А3; б – КМП-А4; в – КМП-А5

Рисунок 3.24 – График зависимостей коэффициента $\alpha(S)$ для выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) крепью (начало)

б



в



а – КМП-А3; б – КМП-А4; в – КМП-А5

Рисунок 3.24 – График зависимостей коэффициента $\alpha(S)$ для выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) крепью (окончание)

Таблица 3.5 – Зависимости $\alpha(S)$ для горных выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) крепью

№ п/п	Тип крепи	Расстояние между рамами, м	Зависимость $\alpha(S)$
1	КМП-А3	0,30	$\alpha = 0{,}0054 \cdot S^2 - 0{,}3147 \cdot S + 11{,}515$
		0,50	$\alpha = 0{,}0062 \cdot S^2 - 0{,}3775 \cdot S + 14{,}752$
		0,75	$\alpha = 0{,}0021 \cdot S^2 - 0{,}2127 \cdot S + 15{,}202$
		1,00	$\alpha = -0{,}0023 \cdot S^2 - 0{,}0148 \cdot S + 14{,}075$
		1,20	$\alpha = -0{,}0058 \cdot S^2 + 0{,}1425 \cdot S + 12{,}712$

Окончание таблицы 3.5

2	КМП-А4	0,30	$\alpha = 0{,}0028 \cdot S^2 - 0{,}2063 \cdot S + 10{,}478$
		0,50	$\alpha = 0{,}0032 \cdot S^2 - 0{,}2471 \cdot S + 13{,}436$
		0,75	$\alpha = 0{,}0026 \cdot S^2 - 0{,}2304 \cdot S + 15{,}387$
		1,00	$\alpha = 0{,}0019 \cdot S^2 - 0{,}2013 \cdot S + 16{,}045$
		1,20	$\alpha = 0{,}0008 \cdot S^2 - 0{,}1424 \cdot S + 15{,}66$
3	КМП-А5	0,30	$\alpha = 0{,}0055 \cdot S^2 - 0{,}3242 \cdot S + 11{,}485$
		0,50	$\alpha = 0{,}0051 \cdot S^2 - 0{,}3273 \cdot S + 14{,}028$
		0,75	$\alpha = 0{,}0016 \cdot S^2 - 0{,}1787 \cdot S + 14{,}659$
		1,00	$\alpha = -0{,}0039 \cdot S^2 + 0{,}0868 \cdot S + 12{,}714$
		1,20	$\alpha = -0{,}0085 \cdot S^2 + 0{,}3171 \cdot S + 10{,}319$

На рисунках 3.25-3.27 приведены полученные графики зависимости коэффициента α от шага установки элементов крепи для разных сечений и типов спецпрофиля, соответственно, для КМП-А3, КМП-А4, КМП-А5 (в соответствии с данными, приведёнными в таблице 3.3).

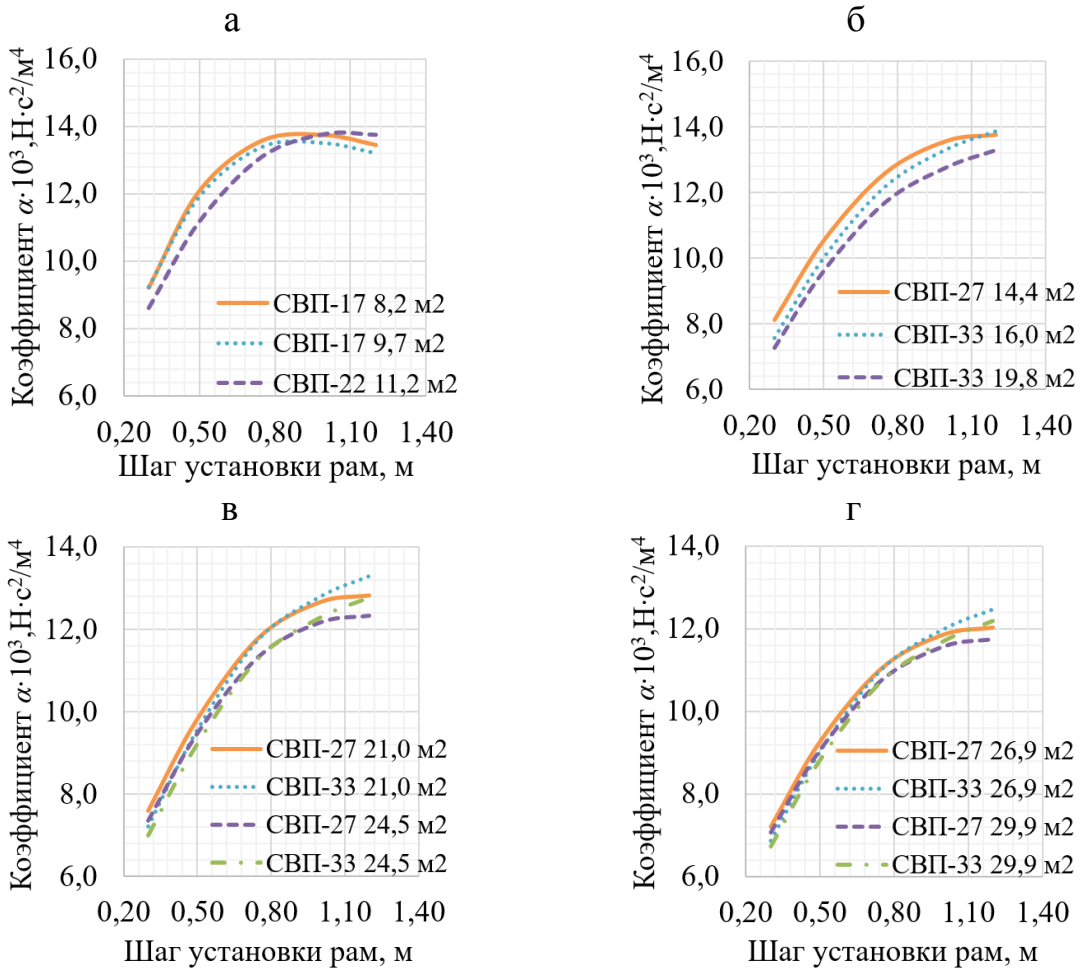


Рисунок 3.25 – Зависимость $\alpha(l_{кр})$ для разных площадей сечений S и типов спецпрофиля для крепи КМП-А3

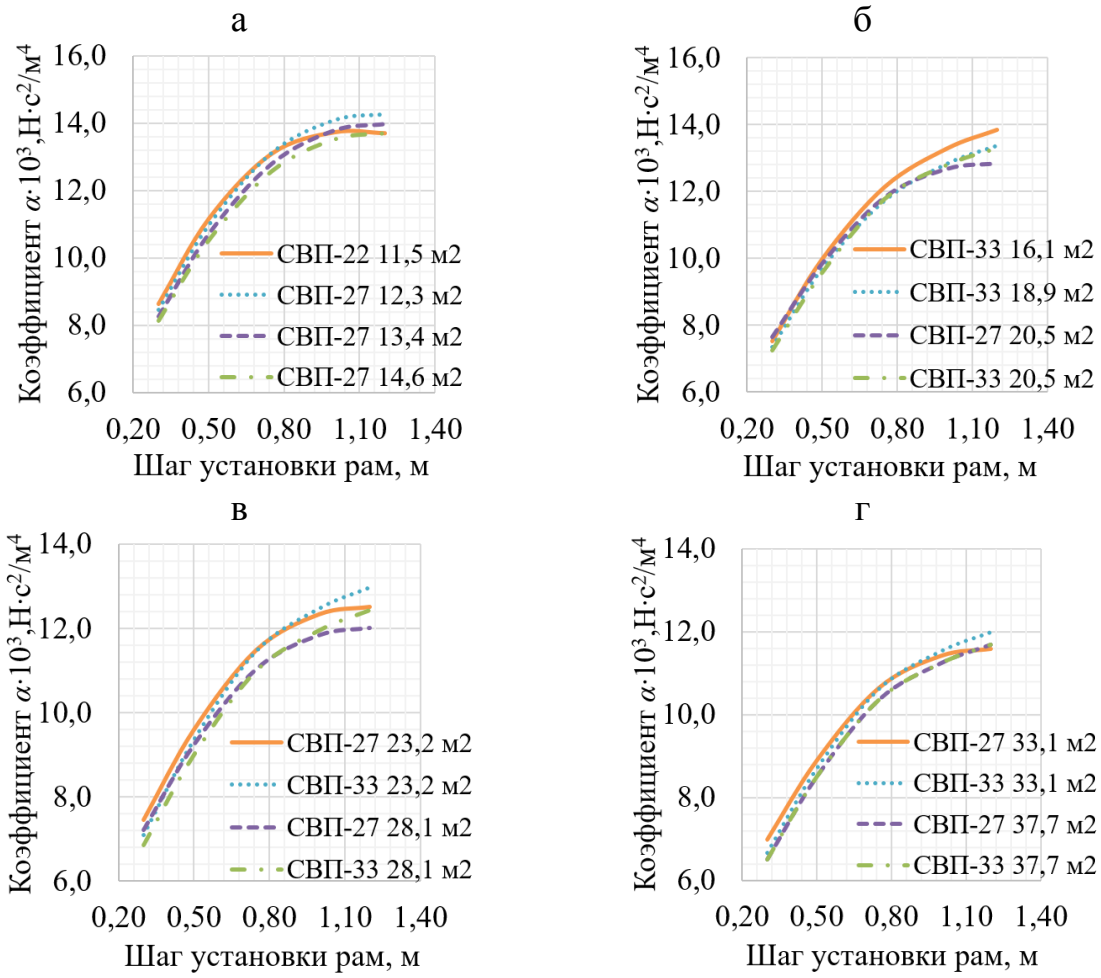


Рисунок 3.26 – Зависимость $\alpha(l_{кр})$ для разных площадей сечений S и типов спецпрофиля для крепи КМП-А4

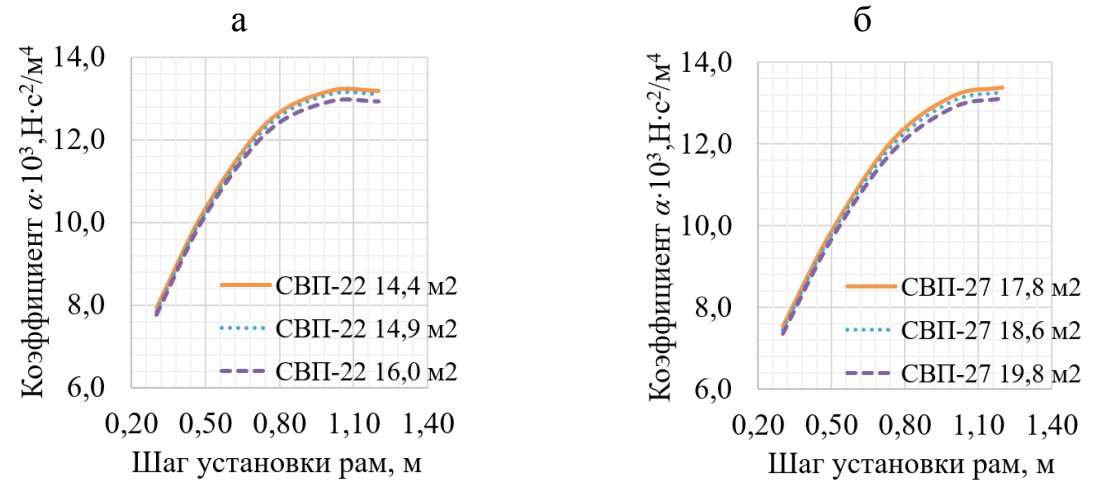


Рисунок 3.27 – Зависимость $\alpha(l_{кр})$ для разных площадей сечений S и типов спецпрофиля для крепи КМП-А5 (начало)

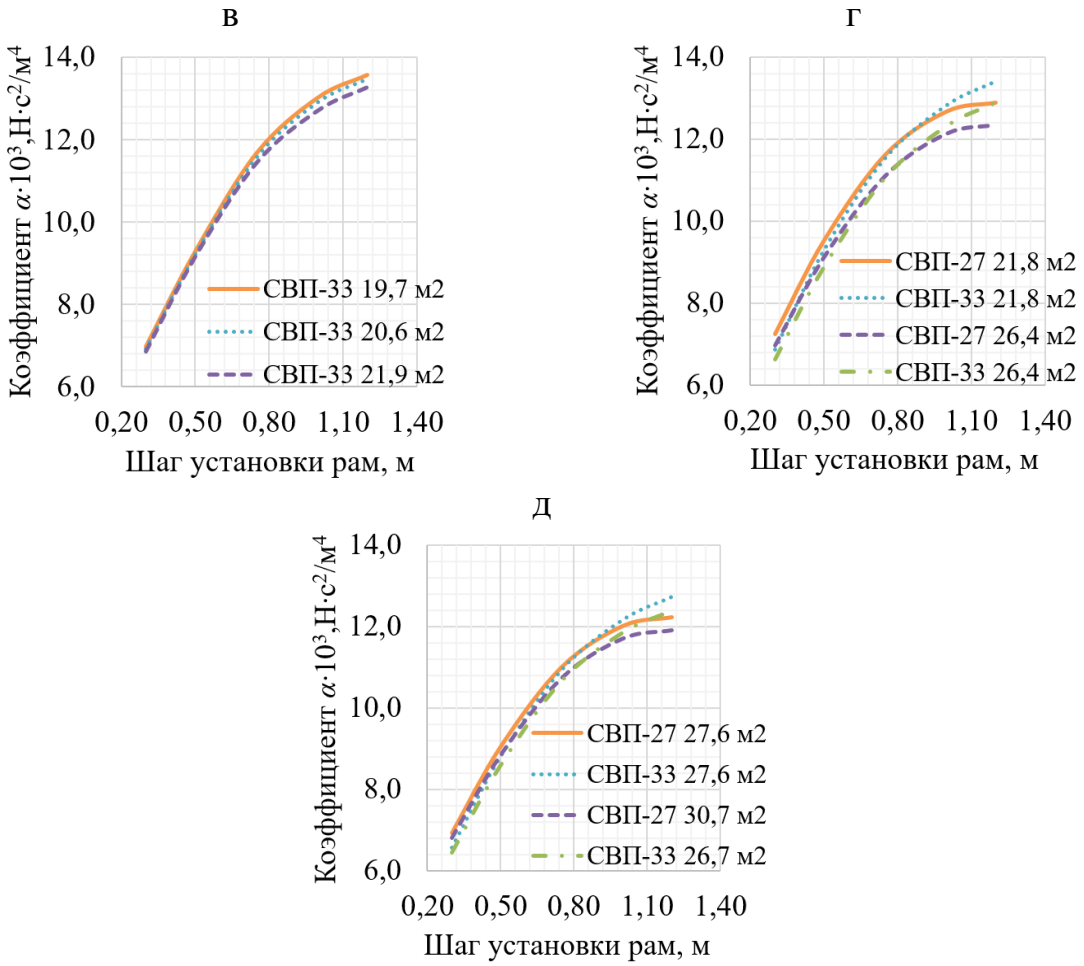


Рисунок 3.27 – Зависимость $\alpha(l_{кр})$ для разных площадей сечений S и типов спецпрофиля для крепи КМП-А5 (окончание)

Как видно из графиков (рисунки 3.25-3.27), зависимости являются параболическими. Значения коэффициента α возрастают с увеличением шага установки элементов крепи $l_{кр}$, достигая максимума при $l_{кр}$ = 1,0-1,2 м. Это связано с тем, что для таких шагов установки рам поток воздуха поджимаясь у рам крепи, далее при его срыве образует свободную струю и расширяется на большей длине участка выработки. Максимальное сопротивление получается, если свободная струя достигает стенок выработки перед повторным сжатием у следующей рамы (рисунок 3.28). В этом случае потоку необходимо потратить больше энергии, чем при неполном расширении, как, например, при установке рам через 0,75 м.

Таким образом, по результатам численного моделирования получены коэффициенты аэродинамического сопротивления трения α, которые могут использоваться при расчётах воздухораспределения на выемочных участках.

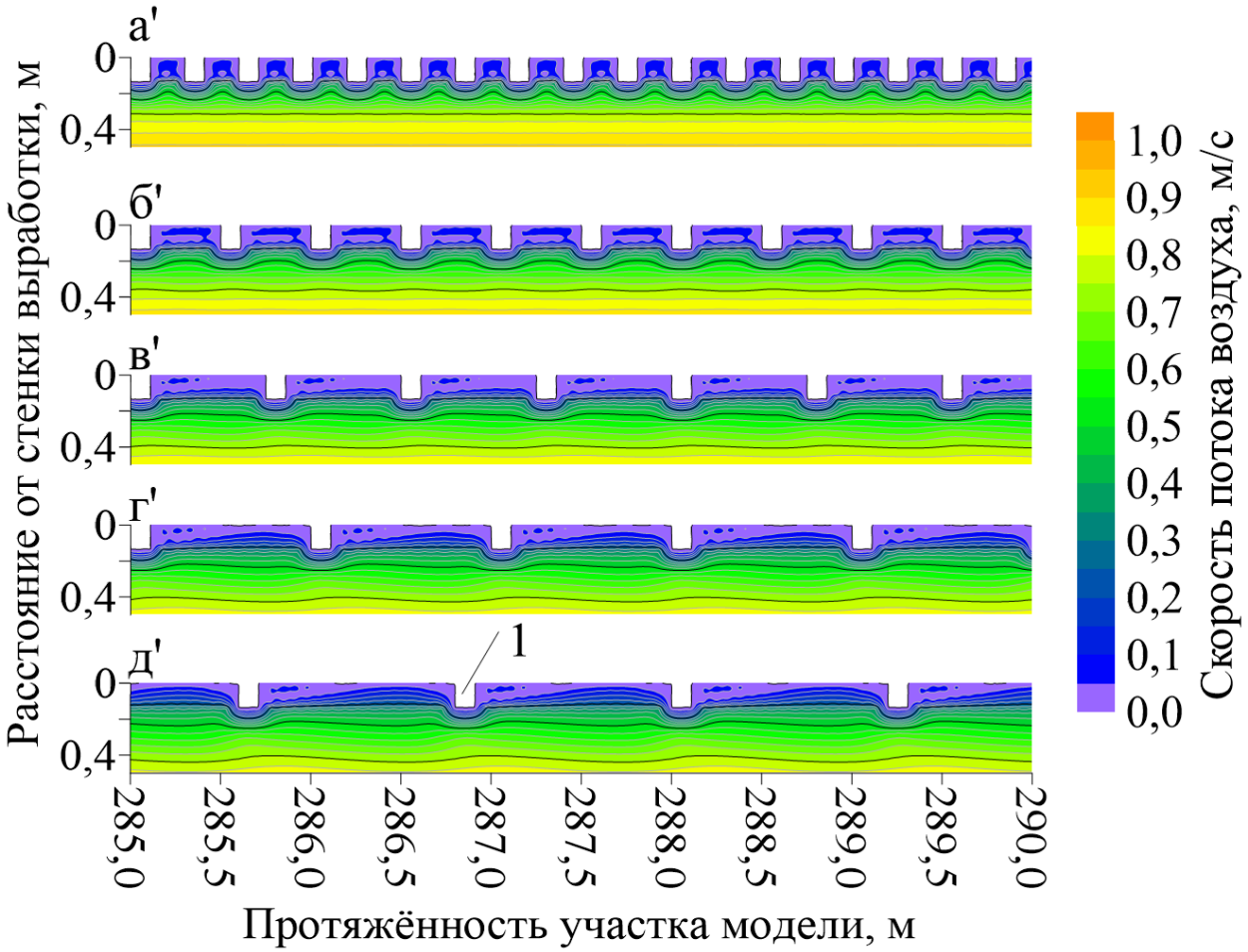


Рисунок 3.28 – Поток вблизи стенки выработки у стоек (1) рамной металлической (арочной) крепи и в межрамном пространстве

3.4.5 Достоверность полученных результатов

Известно, что относительная шероховатость поверхности выработки изменяется с течением времени за счёт процессов конвергенции (уменьшение площади поперечного сечения S, искажение контура выработки), смещения крепёжных рам, загромождения выработки. Также на практике существует отклонение сечения почти каждой рамы от среднего его значения и невыдержанность расстояния между центрами рам. Среднее значение коэффициента аэродинамического старения выработки определяется как $C_\alpha = \alpha_ф/\alpha_р$, где $\alpha_ф$, $\alpha_р$ – соответственно, замеренный (фактический) и расчётный коэффициенты α. Он равен 1,38 – для выработок, закреплённых металлической крепью (по данным ДонУГИ 1950-80 гг.) [118, 284]. По результатам ВДС, выполненных службой депрессионных съёмок филиала ФГУП «ВГСЧ» «Новокузнец-

кий ВГСО» в период 1990-2010 гг., для современных видов крепей, относительно ранее известных табличных значений, коэффициент C_α составляет 1,15. Исходя из того, что полученные данные соответствуют минимально возможным (идеальные условия), выполнен сравнительный расчёт с целью оценки коэффициента C_α, при котором расхождение будет наименьшим. Отмечено, что наибольшая сходимость с практическими значениями, полученными по результатам ВДС, наблюдается при коэффициенте 1,44. Сравнение выполнено относительно наиболее распространённого вида крепи КМП-А3 для диапазона площадей сечений от 10,0 до 16,0 м^2 (рисунки 3.29 и 3.30).

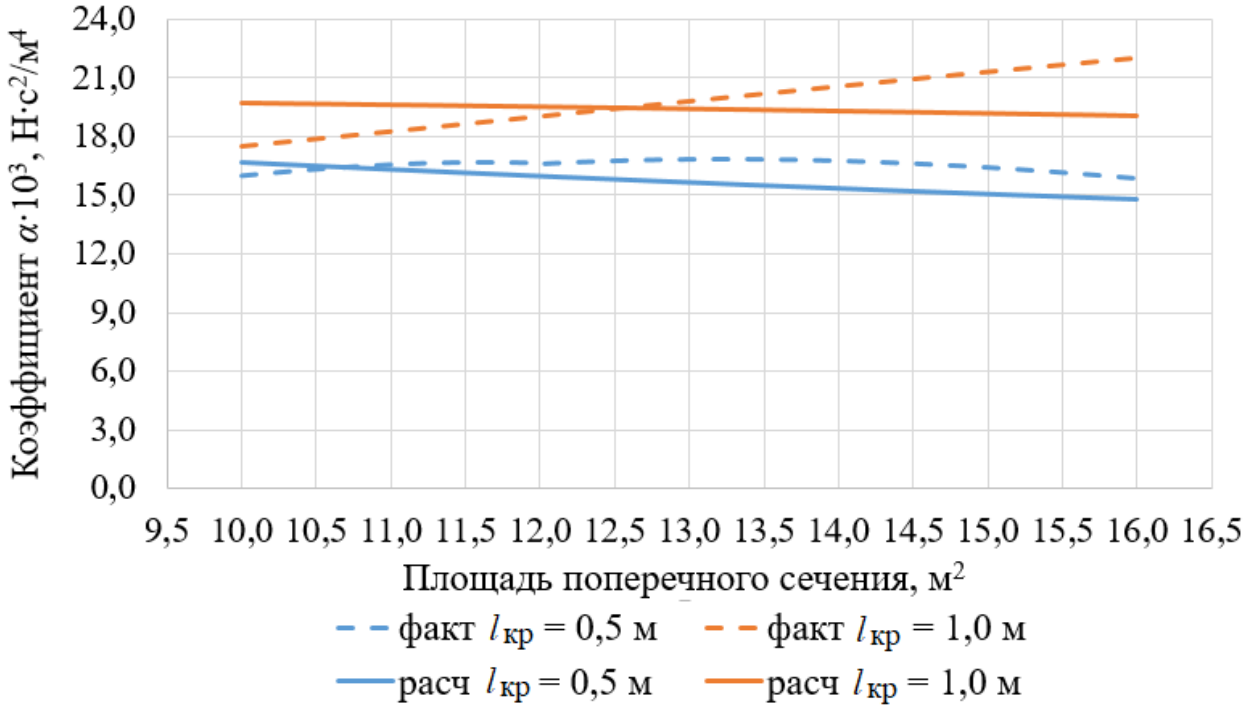


Рисунок 3.29 – Сравнение полученных значений коэффициентов α с результатами практических замеров

Расхождение (относительная погрешность) полученных значений от данных практических замеров на интервале площадей сечений S от 10 до 16 м^2 (рисунок 3.30) составило при шаге установке рам $l_{кр}$ = 0,5 м до 8,4 %, а при шаге $l_{кр}$ = 1,0 м – до 13,3 %.

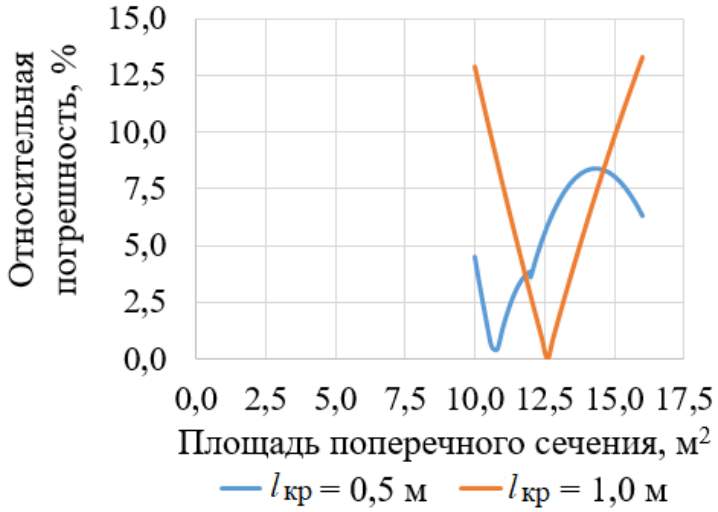


Рисунок 3.30 – Изменение относительной погрешности рассчитанных значений коэффициентов α выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) крепью, в зависимости от площади поперечного сечения

Выводы

В данной главе выполнено исследование и научное обоснование значений аэродинамических сопротивлений трения подземных горных выработок, по результатам которого обоснованы выводы и получены следующие результаты:

1. Определён критерий оценки достоверности математической модели топологии ШВС – соответствие указанных в модели значений аэродинамических сопротивлений фактическим, установленным по результатам замеров в шахте при проведении ВДС.

2. Выполнено описание физического процесса действия аэродинамического сопротивления трения при движении воздуха в горных выработках.

3. Выполнено исследование и обоснование значений коэффициентов α для выработок, закреплённых анкерной крепью. Установлено, что для данных выработок, средняя высота выступов шероховатости составляет $k_в$ = 107 мм. Получены коэффициенты α для выработок с площадью сечения S от 10,0 до 36,0 м^2 (высота – h = 2,0-6,0 м; ширина – w = 5,0-6,0 м). Расхождение полученных значений коэффициентов α от данных практических замеров на интервале площадей сечений S от 10 до 16 м^2 составило до 10,0 %.

4. Выполнено исследование и обоснование значений коэффициентов α для выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) крепью. Для этой цели разработана методология и масштабируемая геометрическая основа для формирования моделей с широким спектром сечений горных выработок.

5. Исходя из того, что элементы рамной металлической (арочной) крепи выработок имеют повторяющиеся элементы, предложено программное формирование сеточной модели расчётной области с применением итеративной процедуры. Разработана программы «СВП-профиль», автоматизирующая построение моделей выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) крепью необходимой длины и заданием всех требуемых начальных и граничных условий.

6. Получены значения коэффициентов α для данных выработок с учётом ранжирования по номеру спецпрофиля. Построены аппроксимирующие зависимости $\alpha(S)$, исходя из гипотезы об их полиномиальном виде.

7. Полученные значения коэффициентов α для выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) крепью, соответствуют минимально возможным для выработок сечением 8,2-37,7 м^2 для следующих условий: прямолинейный участок чистой (незахламлённой) выработки; равномерная установка рам крепи с шагом $l_{кр}$ = 0,3-1,2 м; отсутствие смещения рам относительно оси горной выработки.

8. Для указанных идеальных условий по коэффициенту α определён коэффициент аэродинамического старения подземных горных выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) крепью, равный C_α = 1,44.

9. Расхождение полученных значений от данных практических замеров на интервале площадей сечений S от 10 до 16 м^2 составило при шаге установки рам $l_{кр}$ = 0,5 м до 8,4 %, а при шаге $l_{кр}$ = 1,0 м – до 13,3 %.

4 ИССЛЕДОВАНИЕ АЭРОДИНАМИЧЕСКИХ ОСОБЕННОСТЕЙ ТУПИКОВ, ПРОВЕТРИВАЕМЫХ ЗА СЧЁТ ТУРБУЛЕНТНОЙ ДИФФУЗИИ

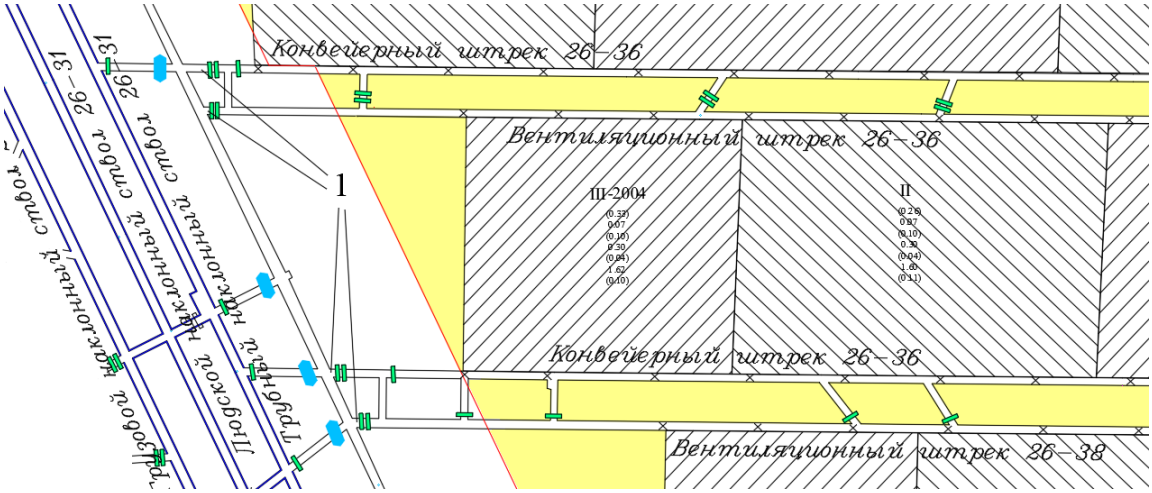
4.1 Тупики, проветриваемые за счёт турбулентной диффузии, в вентиляционной сети выемочных участков

С целью обеспечения безопасности ведения подземных горных работ по газовому фактору на ОПО, разработаны и применяются различные технологические схемы многоштрековой подготовки выемочных столбов (рисунок 4.1). Преимуществом данных схем является то, что:

- увеличивается количество воздухоподающих и вентиляционных выработок. Это приводит к увеличению эквивалентного отверстия вентиляционной сети выемочного участка и соответственно расхода воздуха, поступающего на участок, снижению суммарного сопротивления сети и депрессии;

- обеспечивается обособленное разбавление вредностей по источникам их выделения (рудничный газ, пыль и пр.);

- повышается концентрация горных работ.



1 – пространство между перемычкой и действующей выработкой

Рисунок 4.1 – Фрагмент плана горных выработок шахты «Полосухинская» с изолированным участком отработанного выемочного столба при многоштрековой подготовке

Однако в результате реализации данных схем увеличивается количество сопряжений оконтуривающих отрабатываемый выемочный столб выработок с подготовительными и соответственно количество перемычек, которые в последствии необходимо возвести при изоляции отработанного участка.

При этом на склонных и весьма склонных к самовозгоранию пластах данные перемычки также должны быть взрывоустойчивыми [4, 5]. Образующиеся пространства между перемычками и действующими сквозными горными выработками (далее также – тупики) проветриваются за счёт турбулентной диффузии. На рисунке 4.2 приведены фотографии таких тупиков на угольных шахтах Кузнецкого бассейна.

а б

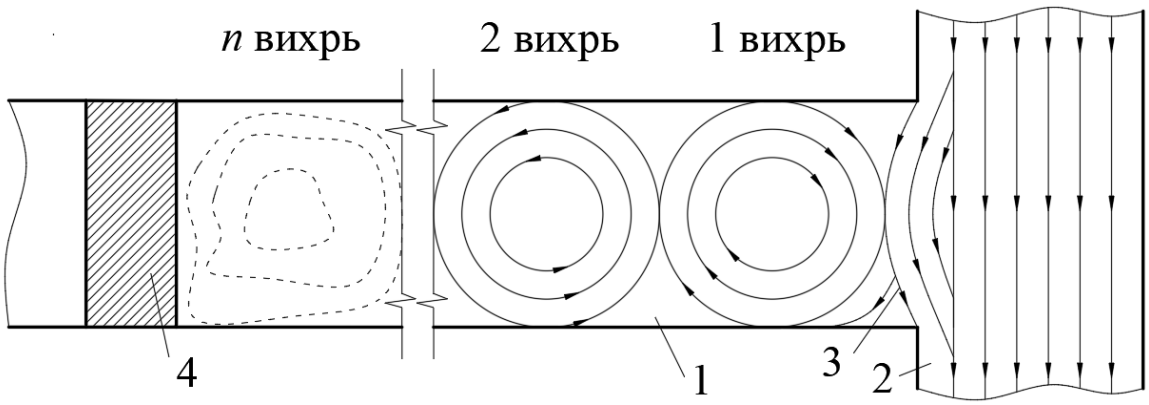
а – шахта «Полосухинская»; б – шахта «Увальная»
Рисунок 4.2 – Тупики, образованные в горных выработках
после возведения в них изолирующих перемычек

В случае выделения метана в образовавшиеся тупики (со стенок выработок, из-за перемычек) и недостаточной эффективности их проветривания может происходить загазование тупиков. В связи с этим выполнено исследование их аэродинамических особенностей с целью выявления характерных размеров возникающих вихрей в зависимости от ширины и высоты выработки.

4.2 Описание физического процесса проветривания тупиков за счёт турбулентной диффузии

Подходящий к тупику ограниченный стенками подготовительной горной выработки воздушный поток претерпевает срыв с одной из своих твёрдых границ. Возникает частично ограниченная струя воздуха, которая расширяется, и к ней подмешивается окружающий её ранее неподвижный воздух, заполняющий пространство между перемычкой и сквозной выработкой.

Далее расширившаяся часть частично ограниченной струи воздуха, обладающая кинетической энергией потока в подготовительной выработке, «наталкивается» на противоположную стенку тупика, возникает плоская свободная струя (по В.Н. Воронину), которая в форме системы пространственных вихрей проветривает пространство тупика (рисунки 4.3 и 4.4) [74, 283, 284]. Наиболее крупные из них имеют размер порядка ширины выработки, а пространство между ними заполняется более мелкими. Воздух находится в упорядоченном циркуляционном движении.



1 – тупик, проветриваемый за счёт турбулентной диффузии;
2 – подготовительная горная выработка; 3 – расширяющаяся часть частично ограниченной струи; 4 – перемычка

Рисунок 4.3 – Схема пространственных вихрей, возникающих при проветривании тупика, за счёт турбулентной диффузии

а б

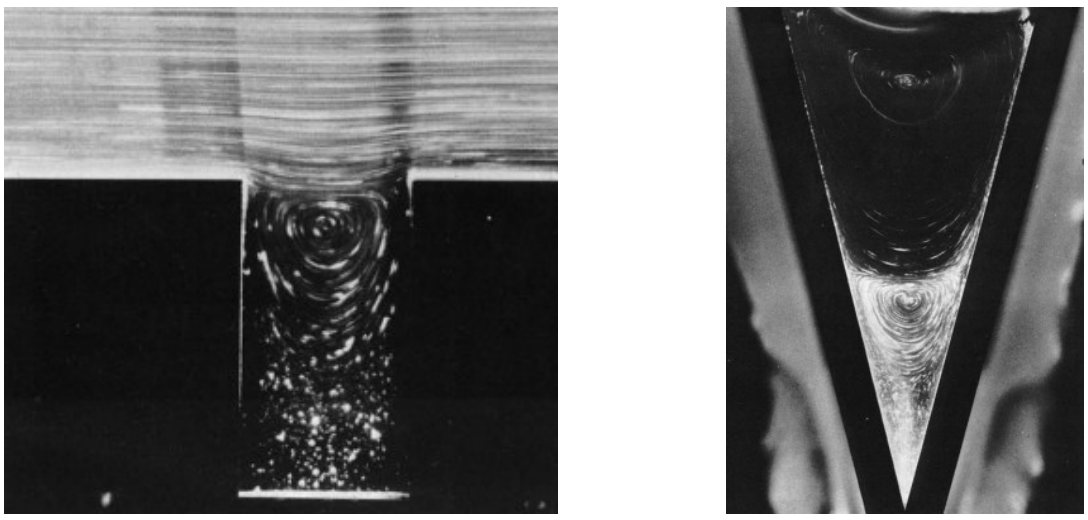


Рисунок 4.4 – Теневые фотография ползучего течения при обтекании прямоугольной каверны (а) при отношении её ширины к глубине, равном 0,5, и клина (б) [43]

В направлении к перемычке затем возникает следующая система пространственных вихрей, которой передаётся часть кинетической энергии за счёт массобменных процессов и трения между слоями воздуха от предыдущих вихрей. При этом по мере удаления от источника энергии происходит уменьшении энергии следующих вихрей в направлении к перемычке. В следствие этого энергия последнего вихря может оказаться весьма незначительной, и пространство между предпоследним вихрем и перемычкой окажется заполненным практически неподвижным воздухом.

Согласно К.З. Ушакову энергию n-го вихря E_n можно определить по формуле [283]

$$E_n = E_0 \prod_{i=1}^{n} k_i, \qquad (4.1)$$

где E_0 – кинетическая энергия частично ограниченной струи;

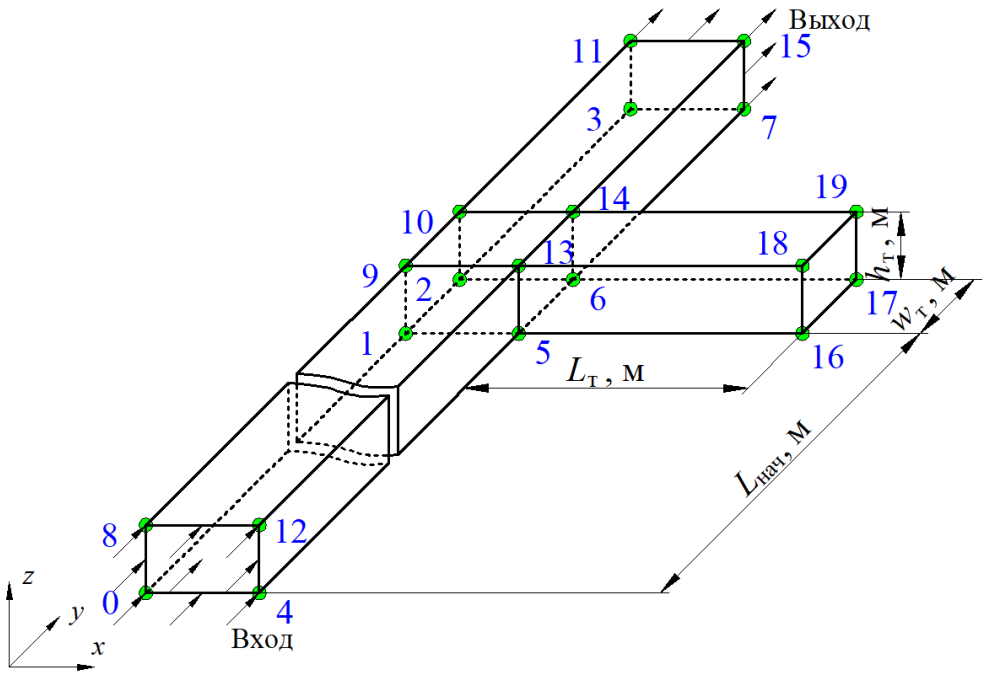
k_i – коэффициент передачи энергии, равный отношению кинетической энергии i+1-го вихря к кинетической энергии i-го вихря (при нумерации вихрей к перемычке).

4.3 Исследования аэродинамических параметров пространств между перемычкой и действующей выработкой

С целью обоснования аэродинамических параметров тупиков выполнено численное моделирование процессов движения воздуха по ним и примыкающим участкам сквозных выработок. Граничные условия и применённый математический аппарат приведены в подразделе 2.4 «Адаптация математических моделей аэрогазодинамических процессов в горных выработках». Использована модель турбулентности – SST-модель (модель Ф. Ментера).

4.3.1 Схема построения моделей тупиков, геометрические параметры расчётной области и начальные условия

Базовая модель для исследования аэродинамических особенностей тупиков с боковым примыканием к сквозной выработке приведена на рисунке 4.5.



$L_{нач}$ – длина начального участка, м; $L_т$ – длина тупика, м;
$h_т$, $w_т$ – высота и ширина тупиковой выработки, м

Рисунок 4.5 – Базовая модель для исследования процессов проветривания

Модель составлена из 4 блочных суперэлементов, каждый из которых декомпозируется на гексаэдры. Числами синего цвета обозначены вершины суперэлементов. Геометрические размеры данных суперэлементов определяются площадью сечения тупика и подготовительной выработки. Численное моделирование выполнено для условий, приведённых в таблице 4.1. Всего создано и исследовано 90 моделей, для которых длина тупика $L_т$ принята равной 20 м. Для каждой модели длина начального участка определена с использованием формулы Солодкина и Гиневского (2.38).

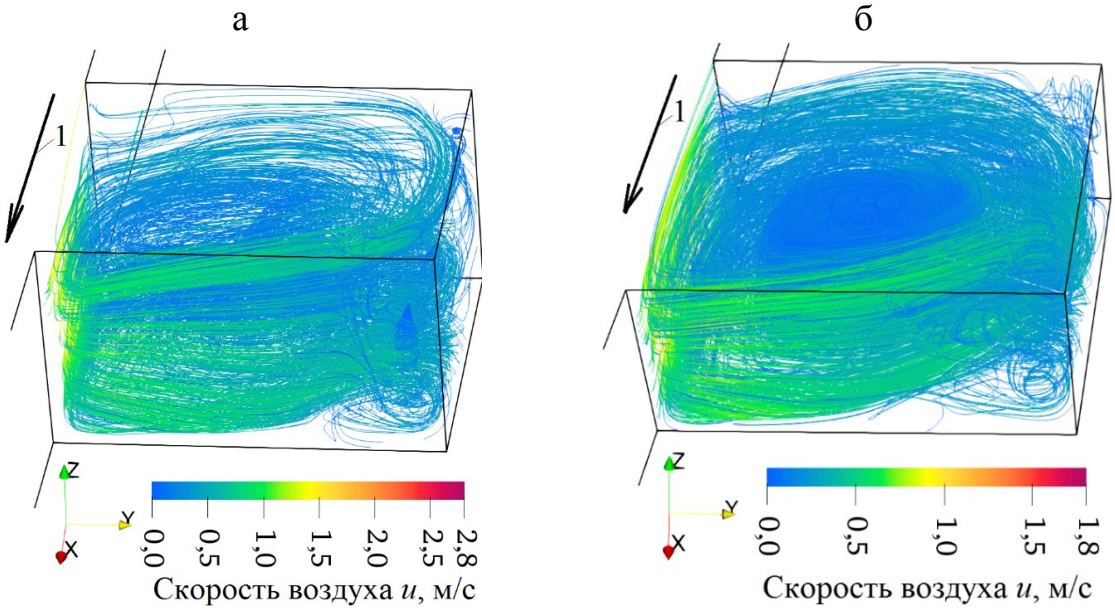
Таблица 4.1 – Матрица начальных условий, для которых выполнено моделирование [102]

Высота тупика, м	Ширина тупика, м	Скорость воздуха в подготовительной выработке, м/с								
2,0	3,0	0,15	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0	4,0	5,0	6,0
	4,8										
	6,0										
2,5	3,0										
	4,8										
	6,0										
3,0	3,0										
	4,8										
	6,0										

Интенсивность турбулентности принята равной 5 %. Ширина подготовительной выработки принята равной 6 м, а её высота равна высоте тупика. Модель составлена таким образом, чтобы расчётная область была заполнена конформной сеткой, а перекос её элементов сведён к минимуму для улучшения сходимости и обеспечения стабильности решения.

4.3.2 Обоснование достоверности результатов численного моделирования

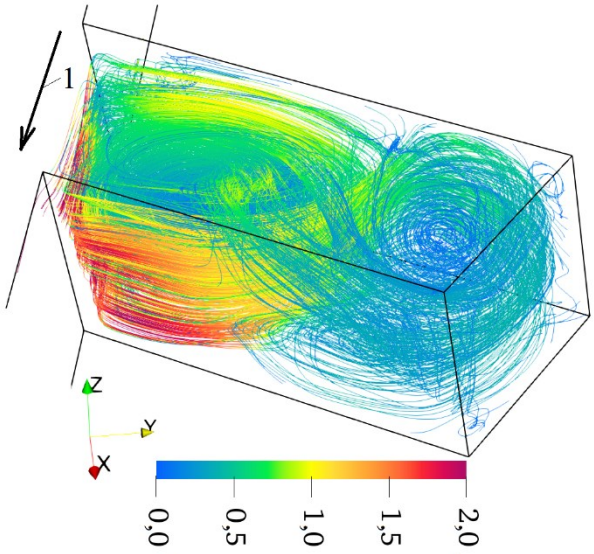
С использованием разработанной математической модели, приведённой в п.2.3.3 «Разработка математической модели оценки аэродинамических параметров при развитии геомеханических процессов», выполнено численное моделирование процессов проветривания тупиков за счёт турбулентной диффузии. Геометрические размеры моделей определены в соответствии с размерами тупиков, для которых были выполнены экспериментальные замеры (п.2.1.6 «Методика и результаты обработки данных замеров скорости воздуха в выработках, проветриваемых за счёт турбулентной диффузии»). На рисунке 4.6 приведены линии тока пространственных вихревых структур в реальных тупиковых выработках, полученные по результатам численного моделирования (1 – направление движения воздуха в сквозной выработке).



а – тупик 1; б – тупик 2; в – тупик 3

Рисунок 4.6 – Линии тока вихревых структур в тупиках (начало)

в



а – тупик 1; б – тупик 2; в – тупик 3

Рисунок 4.6 – Линии тока вихревых структур в тупиках (окончание)

Как видно из рисунка 4.6, в соответствии со сформулированным физическим описанием процесса проветривания тупиков за счёт турбулентной диффузии, в тупиках формируются пространственные вихри.

При численном и физическом исследовании аэродинамических особенностей тупиков определены значения скорости воздуха в отмеченных на рисунке 2.16 станах (позициях, в которых выполнены замеры). Сравнение полученных значений при численном моделировании и эксперименте для тупиков 1, 2 и 3 представлено в таблицах 4.2-4.4, а также на графиках, приведённых на рисунках 4.7-4.9. Относительная погрешность данных, полученных при численном моделировании, определена с использованием формулы (2.44).

Таблица 4.2 – Скорости воздуха в пространстве, ограниченном перемычкой и действующей выработкой, для условий тупика 1) (рисунок 2.16 а)

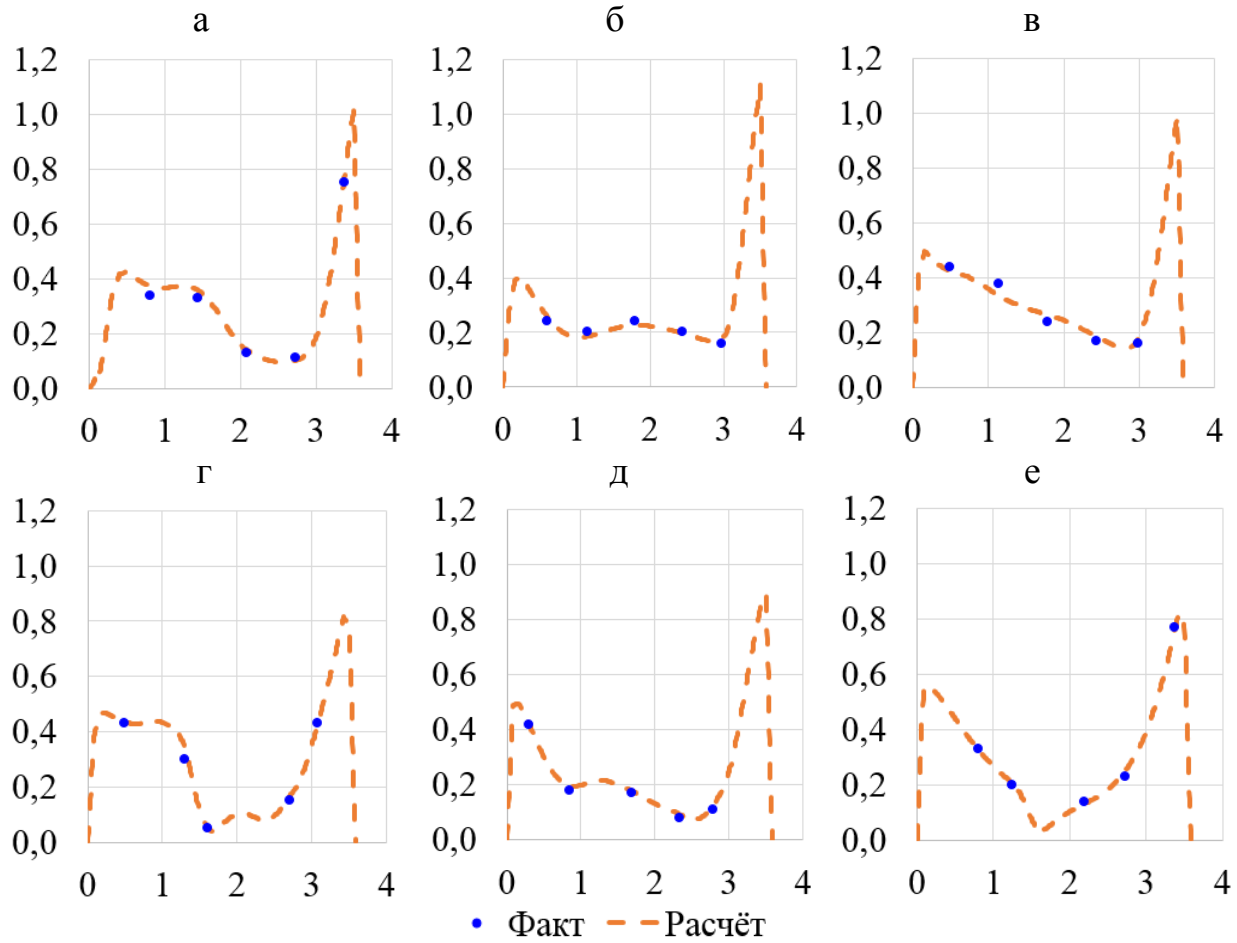
Источник данных	Значение скорости воздуха, м/с (у почвы / в середине сечения / у кровли)				
Стан 16-20 (рисунок 4.7 а, б, в)					
Позиция	16	17	18	19	20
Модель	0,37/0,26/0,43	0,36/0,19/0,34	0,14/0,23/0,27	0,10/0,20/0,19	0,78/0,18/0,18
Замер	0,34/0,24/0,44	0,33/0,20/0,38	0,13/0,24/0,24	0,11/0,20/0,17	0,75/0,16/0,16
Стан 11-15 (рисунок 4.7 г, д, е)					
Позиция	11	12	13	14	15
Модель	0,44/0,42/0,30	0,34/0,20/0,21	0,05/0,18/0,13	0,16/0,09/0,25	0,43/0,12/0,77
Замер	0,43/0,42/0,33	0,30/0,18/0,20	0,05/0,17/0,14	0,15/0,08/0,23	0,43/0,11/0,77

Таблица 4.3 – Скорости воздуха в пространстве, ограниченном перемычкой и действующей выработкой, для условий тупика 2) (рисунок 2.16 б)

Источник данных	Значение скорости воздуха, м/с (у почвы / в середине сечения / у кровли)				
Стан 11-15 (рисунок 4.8)					
Позиция	11	12	13	14	15
Модель	0,33/0,18/0,11	0,21/0,15/0,20	0,05/0,14/0,11	0,05/0,08/0,16	0,41/0,18/0,53
Замер	0,35/0,16/0,10	0,24/0,14/0,20	0,05/0,16/0,12	0,05/0,07/0,15	0,41/0,17/0,53

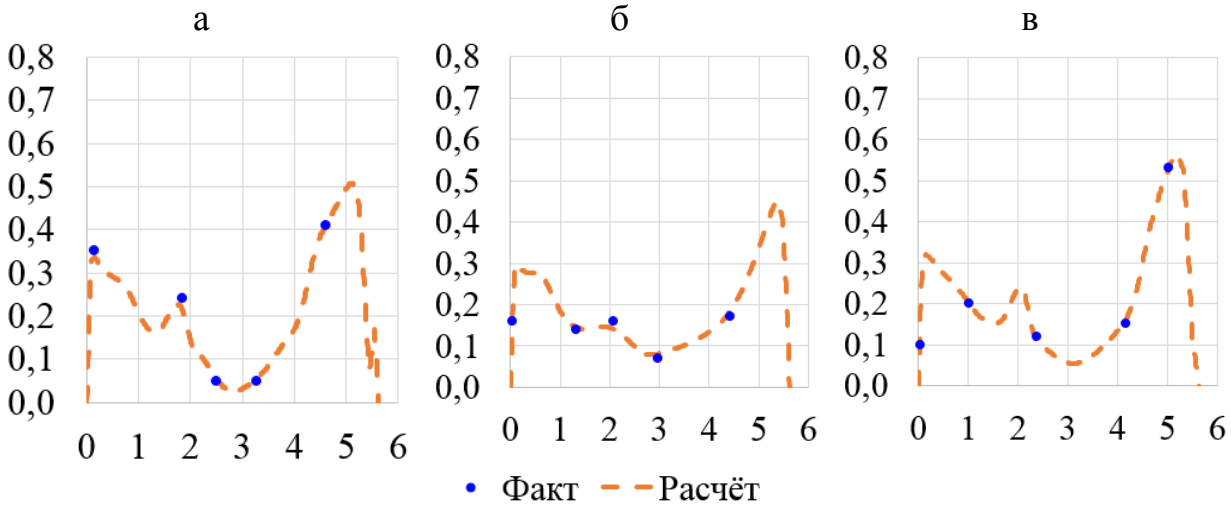
Таблица 4.4 – Скорости воздуха в пространстве, ограниченном перемычкой и действующей выработкой, для условий тупика 3) (рисунок 2.16 в)

Источник данных	Значение скорости воздуха, м/с (у почвы / в середине сечения / у кровли)				
Стан 26-30 (рисунок 4.9)					
Позиция	30	29	28	27	26
Модель	0,89/0,72/0,74	0,74/0,63/0,70	0,16/0,10/0,51	0,30/0,49/0,43	0,61/0,44/1,24
Замер	0,86/0,70/0,80	0,70/0,59/0,66	0,15/0,11/0,45	0,30/0,50/0,40	0,65/0,45/1,35

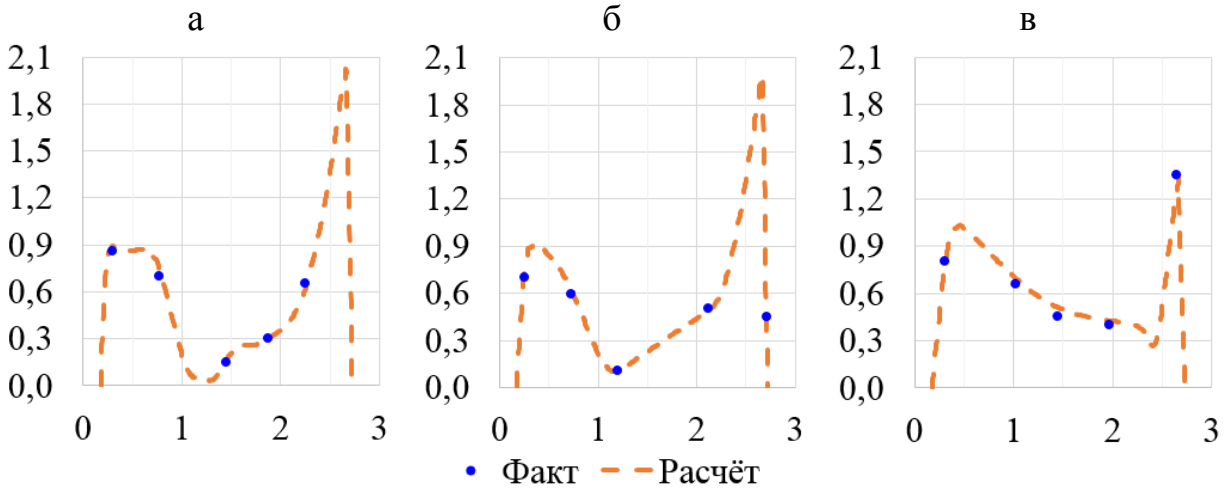


Ось абсцисс (x) – ширина тупика, м; ось ординат (y) – скорость воздуха, м/с
а и г – у почвы; б и д – в середине сечения; в и е – у кровли
Рисунок 4.7 – Изменение скорости воздуха в станах 16-20 (а, б, в) и 11-15 (г, д, е) для условий тупика 1

Относительная погрешность численного расчёта применительно к данным шахтного эксперимента определена по следующему алгоритму. В каждой обозначенной позиции замера в станах определена скорость движения воздуха. Затем для каждого значения оценивалась относительная погрешность как отношение абсолютной величины погрешности между фактическими данными и данными полученными по результатам численного моделирования для этих же позиций замеров.



Ось абсцисс (x) – ширина тупика, м; ось ординат (y) – скорость воздуха, м/с
а – у почвы; б – в середине сечения; в – у кровли
Рисунок 4.8 – Изменение скорости воздуха в стане 11-15
для условий тупика 2

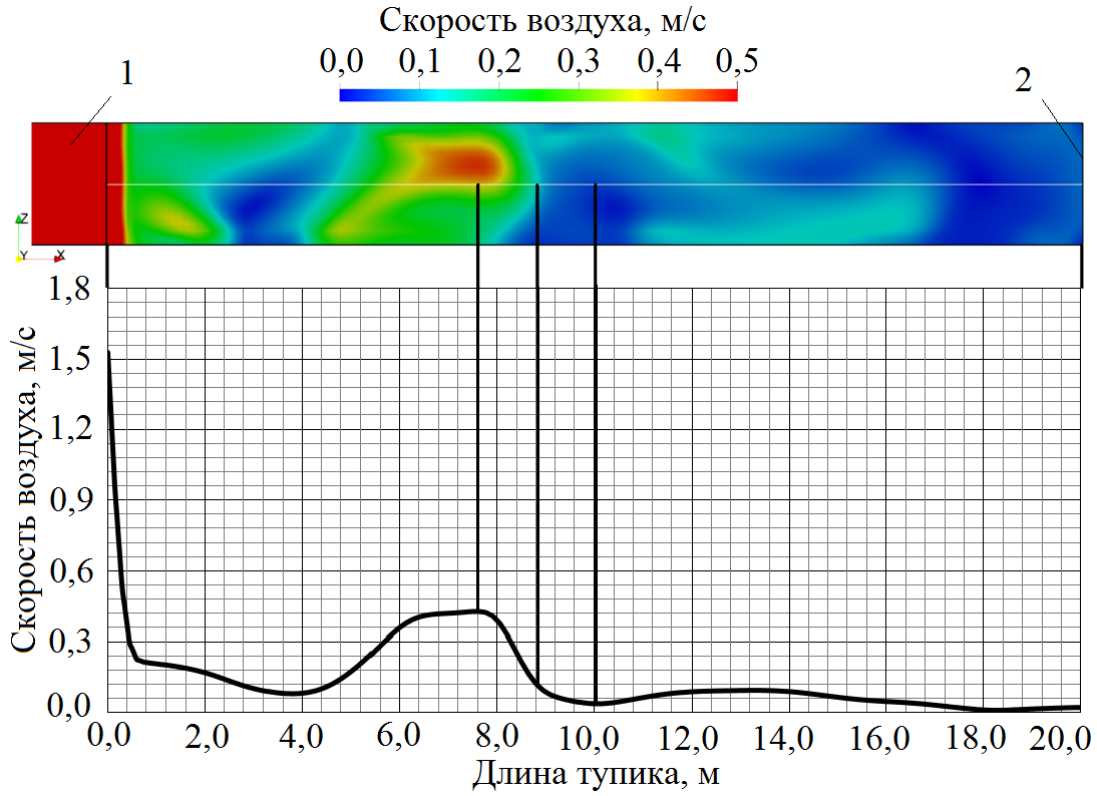


Ось абсцисс (x) – ширина тупика, м; ось ординат (y) – скорость воздуха, м/с
а – у почвы; б – в середине сечения; в – у кровли
Рисунок 4.9 – Изменение скорости воздуха станах 26-30
для условий тупика 3

Анализ результатов, полученных при численном моделировании и шахтном эксперименте (рисунки 2.16, 4.6 и 4.7-4.9, а также таблицы 4.2-4.4), позволяет сделать вывод, что по количественным параметрам численное моделирование адекватно полученным фактическим данным. Это подтверждается значениями относительной погрешности скорости воздуха при численном моделировании в сравнении с данными замеров, которая не превышает 13,3 %.

4.3.3 Обработка результатов численного моделирования

Моделирование процессов проветривания выполнено для условий несжимаемой среды, т. е. ρ = 1,20 кг/м^3. Выполнена оценка размеров первого пространственного вихря, проветривающего тупик, и скорости воздуха в нём (рисунок 4.10) в зависимости от скорости потока в подготовительной выработке. Данная оценка произведена по оси выработки. Рассматриваемый диапазон чисел Рейнольдса lg*Re* для скоростей потока в подготовительной выработке 0,15-6,0 м/с – 4,49-6,21, т. е. полностью развитый турбулентный поток.



1 – сквозная выработка; 2 – место установки изолирующей перемычки

Рисунок 4.10 – Схема, поясняющая принцип определения размеров первого пространственного вихря в тупике

Далее на диаграммах распределения скоростей вихревых течений в тупике в зависимости от скорости потока в капительной выработке использованы следующие обозначения (рисунки 4.11, 4.13 и 4.15):

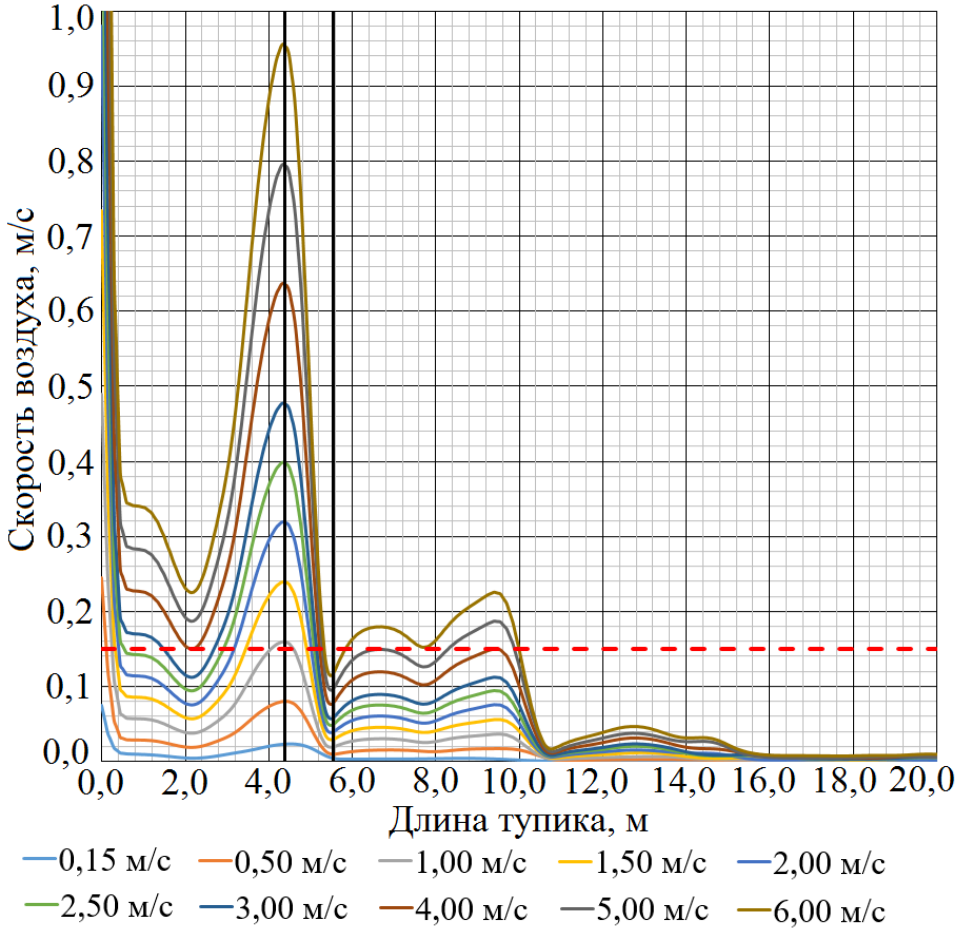
- сплошная вертикальная линия чёрного цвета (слева) – положение 1-ой точки экстремума с максимальной скоростью воздуха;

- сплошная вертикальная линия чёрного цвета (справа) – положение точки экстремума с минимальной скоростью воздуха (граница первого от сопряжения пространственного вихря);

- пунктирная горизонтальная линия красного цвета – минимальная скорость воздуха, регламентируемая федеральными нормами и правилами в области промышленной безопасности [5] (0,15 м/с).

а) Высота тупика $h_т$ = 2,0 м

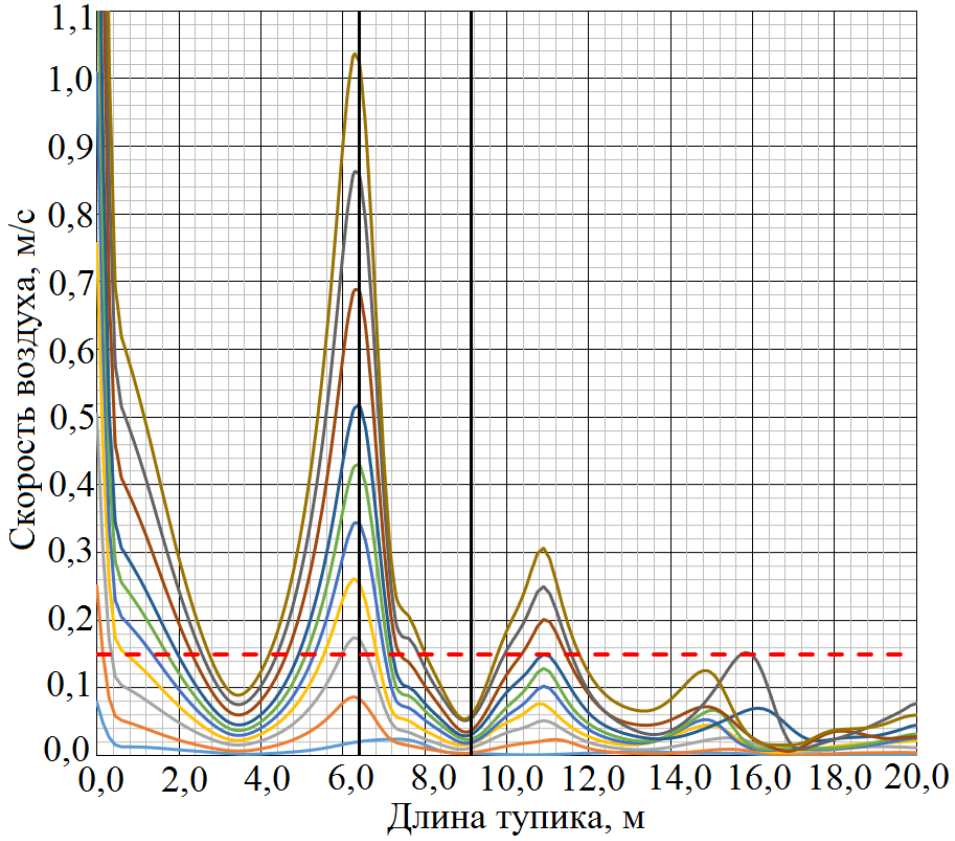
а



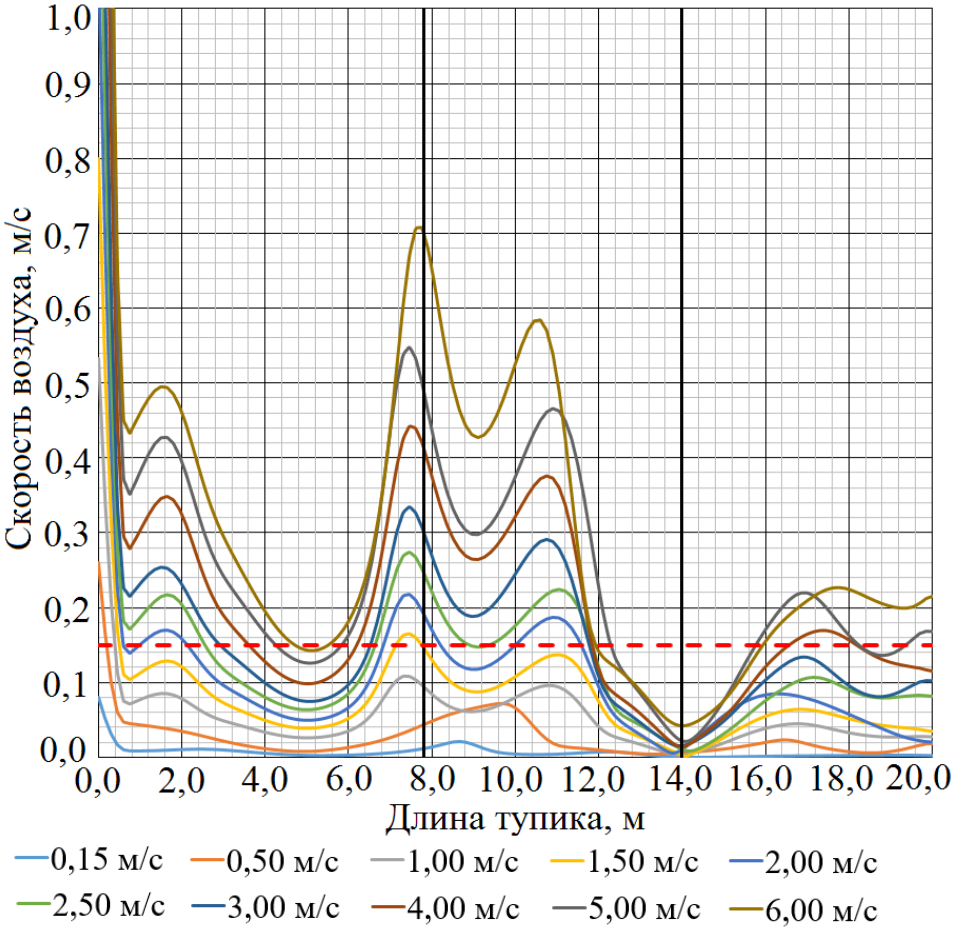
а – S = 6,0 м^2, $w_т$ = 3,0 м; б – S = 9,6 м^2, $w_т$ = 4,8 м; в – S = 12,0 м^2, $w_т$ = 6,0 м

Рисунок 4.11 – Диаграмма распределения скорости течений в пространственных вихрях, проветривающих тупик $h_т$ = 2,0 м (начало)

б



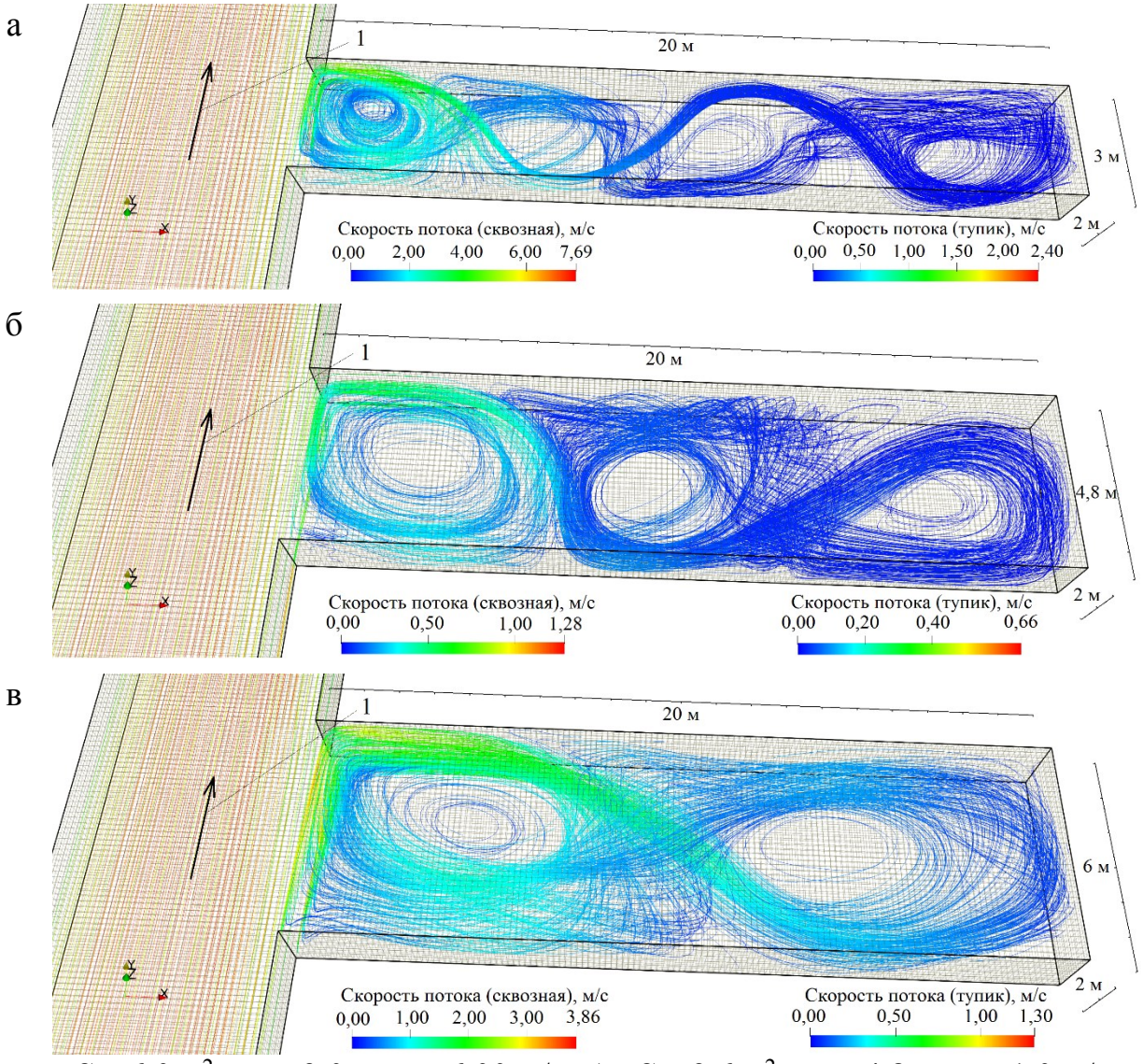
в



а – S = 6,0 м^2, $w_т$ = 3,0 м; б – S = 9,6 м^2, $w_т$ = 4,8 м; в – S = 12,0 м^2, $w_т$ = 6,0 м

Рисунок 4.11 – Диаграмма распределения скорости течений в пространственных вихрях, проветривающих тупик $h_т$ = 2,0 м (окончание)

На рисунке 4.12 приведены линии тока вихревых пространственных структур в тупике при его высоте $h_т = 2{,}0$ м для некоторых моделей при разных средних скоростях u, м/с, в подготовительной (сквозной) выработке.



а – $S = 6{,}0$ м^2, $w_т = 3{,}0$ м, $u = 6{,}00$ м/с; б – $S = 9{,}6$ м^2, $w_т = 4{,}8$ м, $u = 1{,}0$ м/с;
в – $S = 12{,}0$ м^2, $w_т = 6{,}0$ м, $u = 3{,}0$ м/с

1 – направление движение воздуха в подготовительной выработке

Рисунок 4.12 – Линии тока вихревых пространственных структур в тупике высотой $h_т = 2{,}0$ м

В таблице 4.5 приведены результаты численного моделирования для условий высоты тупика $h_т = 2{,}0$ м. Относительная погрешность численного расчёта оценена посредством сравнения коэффициента β подготовительной выработки с аналитическим решением по формуле (1.3). Максимальная её величина для данных условий не превысила 11,4 %.

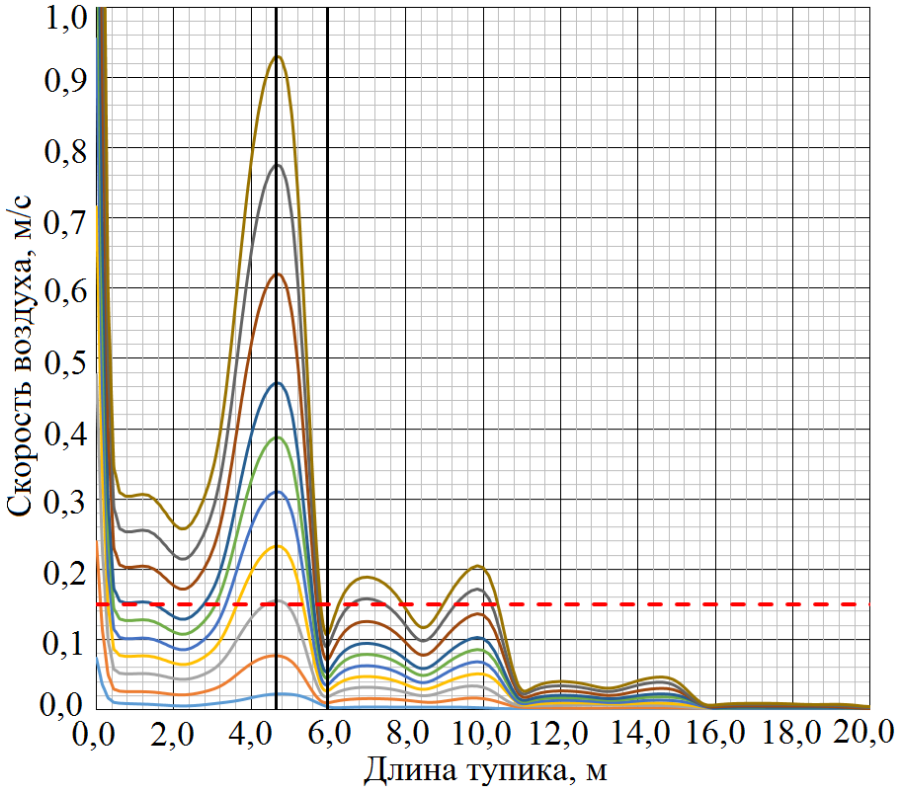
Таблица 4.5 – Результаты моделирования для условий высоты тупика $h_т$ = 2,0 м

Параметр	Значения параметров при средней скорости потока воздуха в подготовительной выработке u, м/с									
	0,15	0,50	1,00	1,50	2,00	2,50	3,00	4,00	5,00	6,00
Коэффициент β по (1.3)	0,0440	0,0426	0,0423	0,0421	0,0421	0,0420	0,0420	0,0420	0,0420	0,0419
S = 6,0 м^2, $w_т$ = 3,0 м										
Коэффициент β по модели	0,0391	0,0435	0,0433	0,0432	0,0432	0,0431	0,0431	0,0431	0,0430	0,0430
Относительная погрешность, %	11,1	2,1	2,4	2,6	2,6	2,6	2,6	2,6	2,4	2,6
L_{u_max}, м	4,50	4,45	4,35	4,35	4,35	4,35	4,35	4,35	4,35	4,35
Среднее значение L_{u_max}, м	4,38									
Скорость воздуха при L_{u_max}, м/с	0,023	0,080	0,160	0,24	0,32	0,40	0,48	0,64	0,80	0,96
L_{u_min} (граница вихря), м	5,85	5,55	5,50	5,50	5,50	5,50	5,50	5,50	5,50	5,50
Среднее значение L_{u_min}, м	5,54									
Скорость воздуха при L_{u_min}, м/с	0,0027	0,0094	0,0199	0,028	0,038	0,047	0,057	0,0758	0,09	0,11
$L_{ср}$, м	4,96									
S = 9,6 м^2, $w_т$ = 4,8 м										
Коэффициент β по модели	0,0391	0,0434	0,0432	0,0431	0,0431	0,0431	0,0430	0,0430	0,0430	0,0430
Относительная погрешность, %	11,1	1,9	2,1	2,4	2,4	2,6	2,4	2,4	2,4	2,6
L_{u_max}, м	7,30	6,25	6,30	6,25	6,30	6,40	6,40	6,30	6,30	6,30
Среднее значение L_{u_max}, м	6,41									
Скорость воздуха при L_{u_max}, м/с	0,024	0,087	0,173	0,26	0,34	0,43	0,52	0,69	0,86	1,04
L_{u_min} (граница вихря), м	10,60	8,90	8,90	8,90	9,00	9,05	9,00	9,00	9,00	8,95
Среднее значение L_{u_min}, м	9,13									
Скорость воздуха при L_{u_min}, м/с	0,0013	0,0035	0,0086	0,015	0,019	0,024	0,029	0,035	0,05	0,05
$L_{ср}$, м	7,77									
S = 12,0 м^2, $w_т$ = 6,0 м										
Коэффициент β по модели	0,0390	0,0434	0,0432	0,0431	0,0430	0,0430	0,0430	0,0430	0,0429	0,0429
Относительная погрешность, %	11,4	1,9	2,1	2,4	2,1	2,4	2,4	2,4	2,1	2,4
L_{u_max}, м	8,65	9,70	7,35	7,45	7,45	7,45	7,45	7,50	7,45	7,65
Среднее значение L_{u_max}, м	7,81									
Скорость воздуха при L_{u_max}, м/с	0,022	0,072	0,108	0,17	0,22	0,27	0,34	0,44	0,55	0,71
L_{u_min} (граница вихря), м	14,45	13,35	13,95	14,10	13,80	14,15	13,95	14,00	14,10	14,00
Среднее значение L_{u_min}, м	13,99									
Скорость воздуха при L_{u_min}, м/с	0,0005	0,0040	0,0038	0,001	0,006	0,009	0,016	0,014	0,02	0,04
$L_{ср}$, м	10,90									

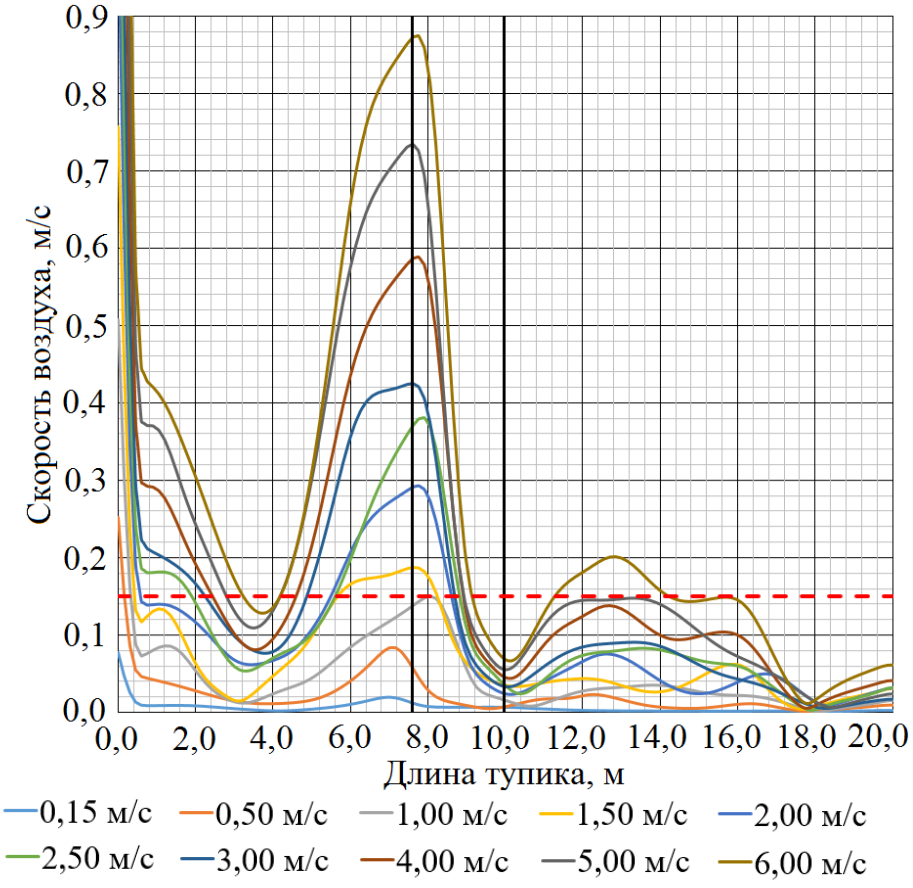
Примечание. L_{u_max} – расстояние до 1-ой точки экстремума с максимальной скоростью воздуха, м; L_{u_min} – расстояние до точки экстремума с минимальной скоростью воздуха (граница вихря), м; $L_{ср}$ – средняя длина пространственного вихря, м.

б) Высота тупика $h_т = 2,5$ м

а



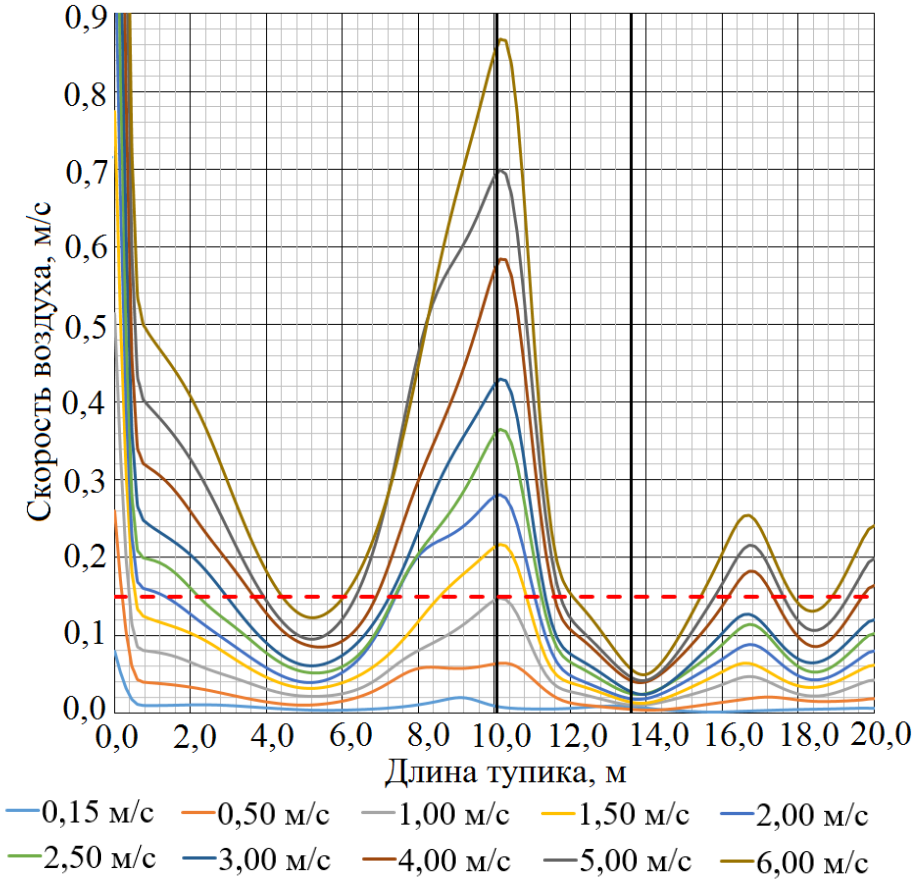
б



а – $S = 7,5$ м^2, $w_т = 3,0$ м; б – $S = 12,0$ м^2, $w_т = 4,8$ м; в – $S = 15,0$ м^2, $w_т = 6,0$ м

Рисунок 4.13 – Диаграмма распределения скорости течений в пространственных вихрях, проветривающих тупик $h_т = 2,5$ м (начало)

в

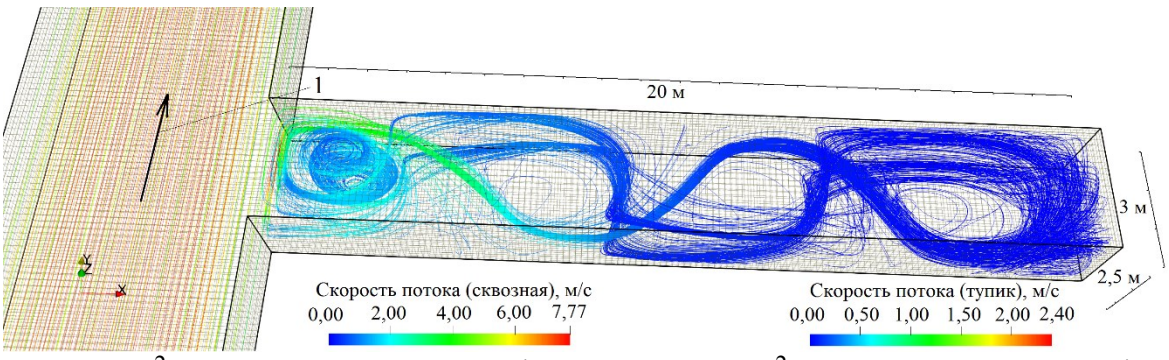


а – S = 7,5 м^2, $w_т$ = 3,0 м; б – S = 12,0 м^2, $w_т$ = 4,8 м; в – S = 15,0 м^2, $w_т$ = 6,0 м

Рисунок 4.13 – Диаграмма распределения скорости течений в пространственных вихрях, проветривающих тупик $h_т$ = 2,5 м (окончание)

На рисунке 4.14 приведены линии тока вихревых пространственных структур в тупике при его высоте $h_т$ = 2,5 м для некоторых моделей при разных средних скоростях u, м/с, в подготовительной (сквозной) выработке.

а

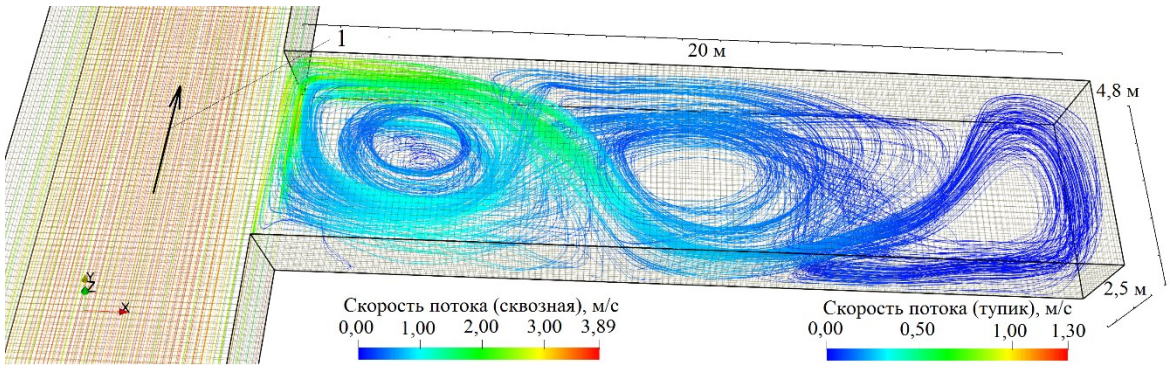


а – S = 7,5 м^2, $w_т$ = 3,0 м, u = 6,00 м/с; б – S = 12,0 м^2, $w_т$ = 4,8 м, u = 3,0 м/с; в – S = 15,0 м^2, $w_т$ = 6,0 м, u = 6,0 м/с

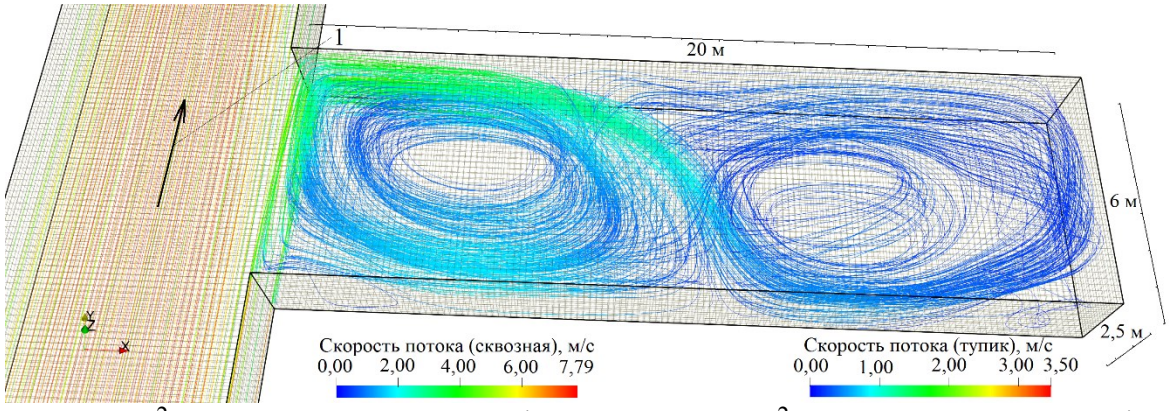
1 – направление движение воздуха в подготовительной выработке

Рисунок 4.14 – Линии тока вихревых пространственных структур в тупике высотой $h_т$ = 2,5 м (начало)

б



в



а – S = 7,5 м^2, $w_т$ = 3,0 м, u = 6,00 м/с; б – S = 12,0 м^2, $w_т$ = 4,8 м, u = 3,0 м/с;
в – S = 15,0 м^2, $w_т$ = 6,0 м, u = 6,0 м/с

1 – направление движение воздуха в подготовительной выработке

Рисунок 4.14 – Линии тока вихревых пространственных структур в тупике высотой $h_т$ = 2,5 м (окончание)

В таблице 4.6 приведены результаты численного моделирования для условий высоты тупика $h_т$ = 2,5 м. Относительная погрешность численного расчёта оценена посредством сравнения коэффициента β подготовительной выработки с аналитическим решением по формуле (1.3). Максимальная её величина для данных условий не превысила 10,8 %.

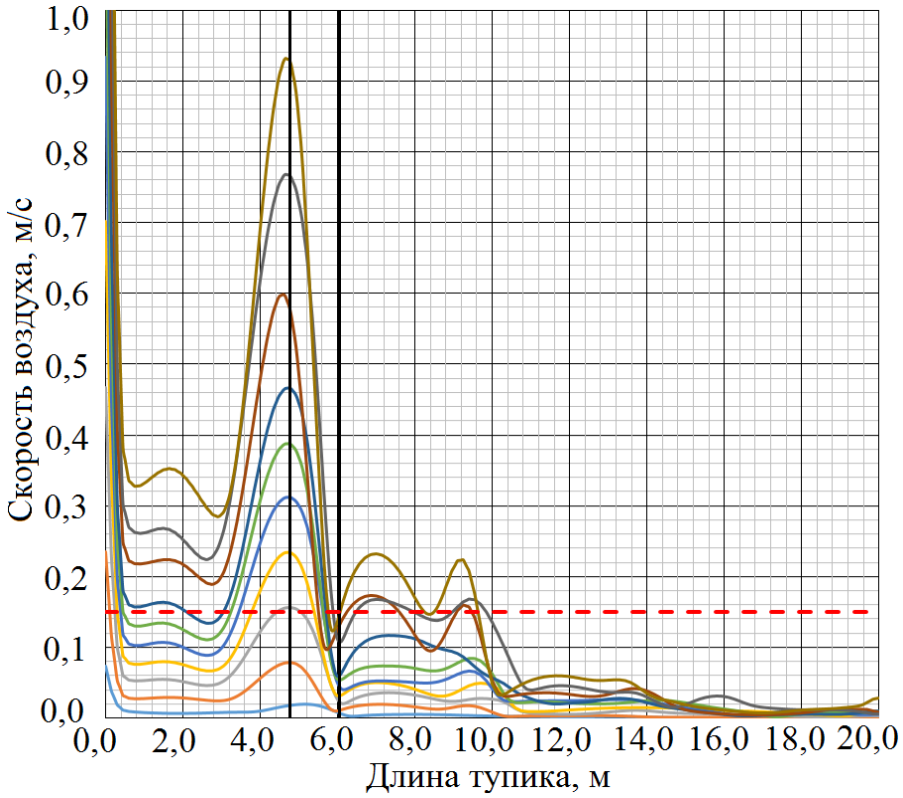
Таблица 4.6 – Результаты моделирования для условий высоты тупика $h_т$ = 2,5 м

Параметр	Значения параметров при средней скорости потока воздуха в подготовительной выработке u, м/с									
	0,15	0,50	1,00	1,50	2,00	2,50	3,00	4,00	5,00	6,00
Коэффициент β по (1.3)	0,0415	0,0402	0,0399	0,0398	0,0397	0,0397	0,0397	0,0397	0,0396	0,0396
S = 7,5 м^2, $w_т$ = 3,0 м										
Коэффициент β по модели	0,0371	0,0412	0,0410	0,0410	0,0409	0,0409	0,0409	0,0409	0,0409	0,0409
Относительная погрешность, %	10,6	2,5	2,8	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0	3,3	3,3
L_{u_max}, м	4,80	4,60	4,65	4,65	4,65	4,65	4,65	4,65	4,65	4,65
Среднее значение L_{u_max}, м	4,66									
Скорость воздуха при L_{u_max}, м/с	0,022	0,077	0,155	0,23	0,31	0,39	0,47	0,62	0,78	0,93
L_{u_min} (граница вихря), м	6,20	5,95	5,95	5,95	5,95	5,95	5,95	5,95	5,95	5,95
Среднее значение L_{u_min}, м	5,98									
Скорость воздуха при L_{u_min}, м/с	0,0026	0,0096	0,018	0,027	0,036	0,044	0,053	0,071	0,09	0,11
$L_{ср}$, м	5,32									
S = 12,0 м^2, $w_т$ = 4,8 м										
Коэффициент β по модели	0,0370	0,0411	0,0409	0,0409	0,0408	0,0408	0,0408	0,0408	0,0408	0,0408
Относительная погрешность, %	10,8	2,2	2,5	2,8	2,8	2,8	2,8	2,8	3,0	3,0
L_{u_max}, м	7,00	7,05	8,05	7,60	7,75	7,90	7,60	7,75	7,60	7,75
Среднее значение L_{u_max}, м	7,61									
Скорость воздуха при L_{u_max}, м/с	0,020	0,084	0,150	0,19	0,29	0,38	0,43	0,59	0,73	0,87
L_{u_min} (граница вихря), м	8,55	9,60	10,60	10,30	10,10	10,40	10,05	10,10	10,00	10,10
Среднее значение L_{u_min}, м	9,98									
Скорость воздуха при L_{u_min}, м/с	0,0069	0,0049	0,0085	0,033	0,024	0,024	0,033	0,044	0,05	0,07
$L_{ср}$, м	8,80									
S = 15,0 м^2, $w_т$ = 6,0 м										
Коэффициент β по модели	0,0370	0,0410	0,0409	0,0408	0,0408	0,0408	0,0408	0,0408	0,0408	0,0407
Относительная погрешность, %	10,8	2,0	2,5	2,5	2,8	2,8	2,8	2,8	3,0	2,8
L_{u_max}, м	9,10	10,30	10,15	10,15	10,15	10,15	10,15	10,15	10,15	10,15
Среднее значение L_{u_max}, м	10,06									
Скорость воздуха при L_{u_max}, м/с	0,019	0,064	0,148	0,22	0,28	0,37	0,43	0,58	0,70	0,87
L_{u_min} (граница вихря), м	11,30	14,10	13,75	13,85	13,80	13,80	13,90	13,85	13,90	13,90
Среднее значение L_{u_min}, м	13,62									
Скорость воздуха при L_{u_min}, м/с	0,0044	0,0031	0,0096	0,012	0,017	0,024	0,024	0,038	0,04	0,05
$L_{ср}$, м	11,84									

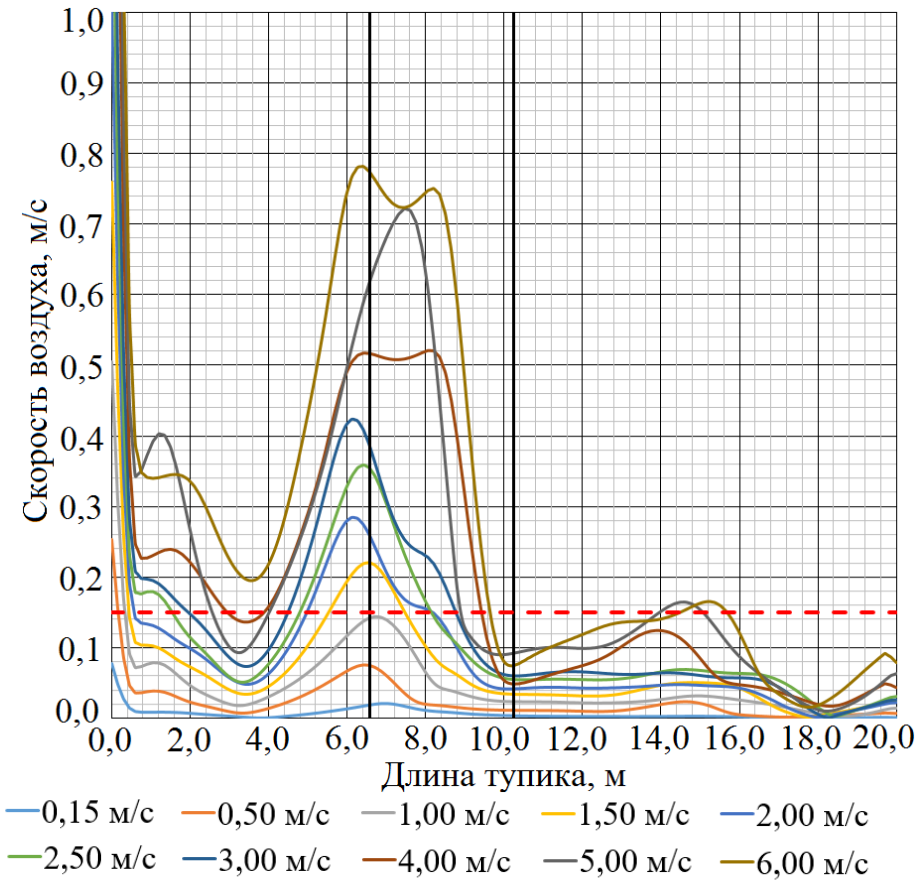
Примечание. L_{u_max} – расстояние до 1-ой точки экстремума с максимальной скоростью воздуха, м; L_{u_min} – расстояние до точки экстремума с минимальной скоростью воздуха (граница вихря), м; $L_{ср}$ – средняя длина пространственного вихря, м.

в) Высота тупика $h_т$ = 3,0 м

а



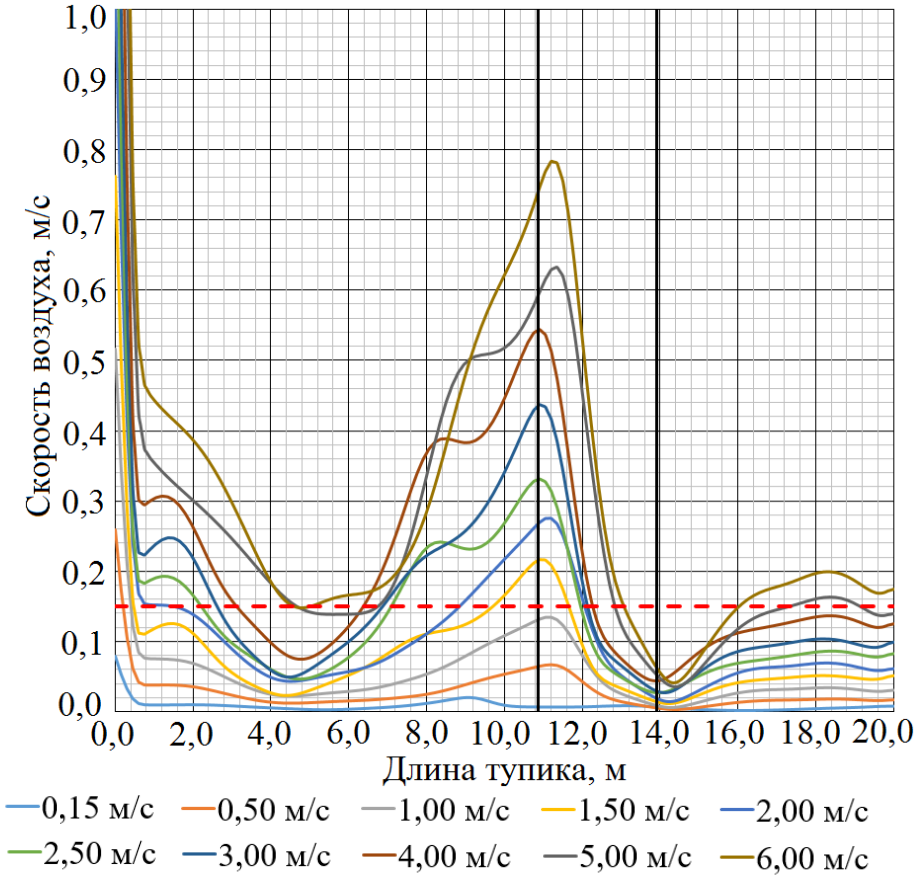
б



а – S = 9,0 м^2, $w_т$ = 3,0 м; б – S = 14,4 м^2, $w_т$ = 4,8 м; в – S = 18,0 м^2, $w_т$ = 6,0 м

Рисунок 4.15 – Диаграмма распределения скорости течений в пространственных вихрях, проветривающих тупик $h_т$ = 3,0 м (начало)

в

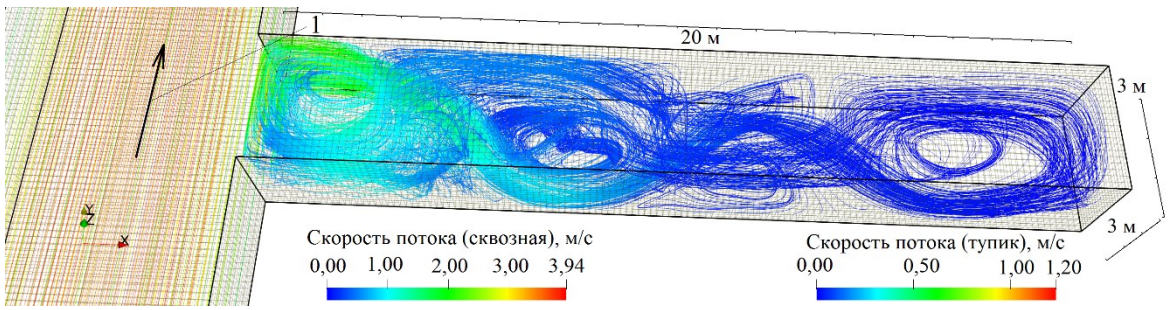


а – S = 9,0 м^2, $w_т$ = 3,0 м; б – S = 14,4 м^2, $w_т$ = 4,8 м; в – S = 18,0 м^2, $w_т$ = 6,0 м

Рисунок 4.15 – Диаграмма распределения скорости течений в пространственных вихрях, проветривающих тупик $h_т$ = 3,0 м (окончание)

На рисунке 4.16 приведены линии тока вихревых пространственных структур в тупике при его высоте $h_т$ = 3,0 м для некоторых моделей при разных средних скоростях u, м/с, в подготовительной (сквозной) выработке.

а

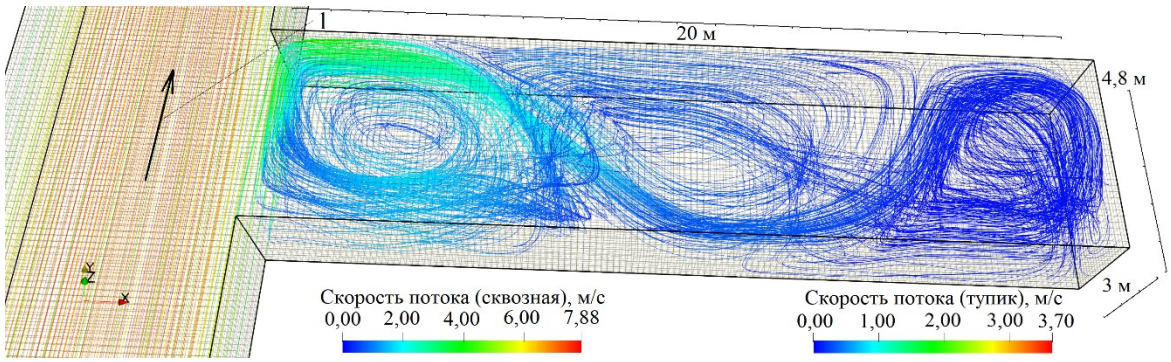


а – S = 9,0 м^2, $w_т$ = 3,0 м, u = 3,00 м/с; б – S = 14,4 м^2, $w_т$ = 4,8 м, u = 6,0 м/с; в – S = 18,0 м^2, $w_т$ = 6,0 м, u = 0,5 м/с

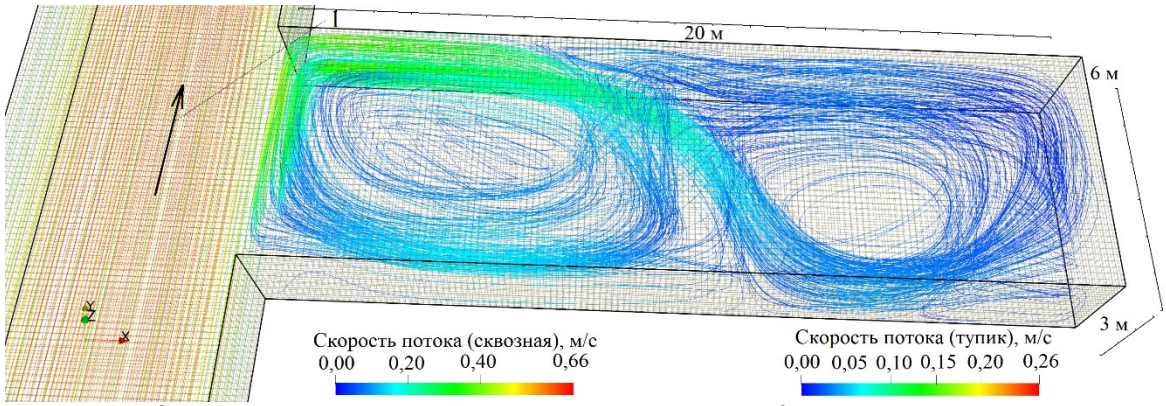
1 – направление движение воздуха в подготовительной выработке

Рисунок 4.16 – Линии тока вихревых пространственных структур в тупике высотой $h_т$ = 3,0 м (начало)

б



в



а – S = 9,0 м^2, $w_т$ = 3,0 м, u = 3,00 м/с; б – S = 14,4 м^2, $w_т$ = 4,8 м, u = 6,0 м/с;
в – S = 18,0 м^2, $w_т$ = 6,0 м, u = 0,5 м/с
1 – направление движение воздуха в подготовительной выработке

Рисунок 4.16 – Линии тока вихревых пространственных структур
в тупике высотой $h_т$ = 3,0 м (окончание)

В таблице 4.7 приведены результаты численного моделирования для условий высоты тупика $h_т$ = 3,0 м. Относительная погрешность численного расчёта оценена посредством сравнения коэффициента β подготовительной выработки с аналитическим решением по формуле (1.3). Максимальная её величина для данных условий не превысила 9,3 %.

Таблица 4.7 – Результаты моделирования для условий высоты тупика $h_т$ = 3,0 м

Параметр	Значения параметров при средней скорости потока воздуха в подготовительной выработке u, м/с									
	0,15	0,50	1,00	1,50	2,00	2,50	3,00	4,00	5,00	6,00
Коэффициент β по (1.3)	0,0397	0,0385	0,0382	0,0381	0,0381	0,0380	0,0380	0,0380	0,0380	0,0380
S = 9,0 м^2, $w_т$ = 3,0 м										
Коэффициент β по модели	0,0361	0,0400	0,0399	0,0399	0,0399	0,0398	0,0398	0,0398	0,0398	0,0398
Относительная погрешность, %	9,1	3,9	4,5	4,7	4,7	4,7	4,7	4,7	4,7	4,7
L_{u_max}, м	5,20	4,75	4,75	4,75	4,75	4,75	4,75	4,6	4,65	4,65
Среднее значение L_{u_max}, м	4,76									
Скорость воздуха при L_{u_max}, м/с	0,019	0,079	0,156	0,23	0,31	0,39	0,47	0,60	0,77	0,93
L_{u_min} (граница вихря), м	6,40	5,95	6,15	6,05	6,15	6,05	6,00	5,70	6,05	5,90
Среднее значение L_{u_min}, м	6,04									
Скорость воздуха при L_{u_min}, м/с	0,0023	0,0101	0,0200	0,031	0,040	0,054	0,059	0,097	0,11	0,12
$L_{ср}$, м	5,40									
S = 14,4 м^2, $w_т$ = 4,8 м										
Коэффициент β по модели	0,0360	0,0400	0,0398	0,0398	0,0398	0,0398	0,0398	0,0398	0,0398	0,0397
Относительная погрешность, %	9,3	3,9	4,2	4,5	4,5	4,7	4,7	4,7	4,7	4,5
L_{u_max}, м	7,00	6,45	6,70	6,55	6,15	6,40	6,35	6,45	7,45	6,40
Среднее значение L_{u_max}, м	6,59									
Скорость воздуха при L_{u_max}, м/с	0,021	0,076	0,144	0,22	0,28	0,36	0,42	0,52	0,72	0,78
L_{u_min} (граница вихря), м	10,40	9,95	10,25	10,50	10,10	10,50	10,35	10,25	9,90	10,20
Среднее значение L_{u_min}, м	10,24									
Скорость воздуха при L_{u_min}, м/с	0,0039	0,0101	0,0215	0,034	0,042	0,055	0,061	0,048	0,09	0,07
$L_{ср}$, м	8,42									
S = 18,0 м^2, $w_т$ = 6,0 м										
Коэффициент β по модели	0,0360	0,0399	0,0398	0,0398	0,0397	0,0397	0,0397	0,0397	0,0397	0,0397
Относительная погрешность, %	9,3	3,6	4,2	4,5	4,2	4,5	4,5	4,5	4,5	4,5
L_{u_max}, м	9,10	11,20	11,15	10,90	11,15	10,90	10,90	10,90	11,35	11,20
Среднее значение L_{u_max}, м	10,88									
Скорость воздуха при L_{u_max}, м/с	0,020	0,067	0,135	0,22	0,27	0,33	0,44	0,54	0,63	0,78
L_{u_min} (граница вихря), м	11,45	14,40	14,25	14,20	14,25	13,95	14,10	13,90	14,40	14,35
Среднее значение L_{u_min}, м	13,93									
Скорость воздуха при L_{u_min}, м/с	0,0060	0,0030	0,0063	0,012	0,014	0,027	0,026	0,044	0,04	0,04
$L_{ср}$, м	12,41									

Примечание. L_{u_max} – расстояние до 1-ой точки экстремума с максимальной скоростью воздуха, м; L_{u_min} – расстояние до точки экстремума с минимальной скоростью воздуха (граница вихря), м; $L_{ср}$ – средняя длина пространственного вихря, м.

4.3.4 Обобщение результатов исследования

На рисунках 4.17 и 4.18 приведены полученные зависимости протяжённости проветриваемой за счёт турбулентной диффузии зоны тупиковой выработки от её ширины и от высоты. На данных рисунках: а – среднее расстояние до 1-ой точки экстремума с максимальной скоростью течения, м; б – среднее расстояние до точки экстремума с минимальной скоростью течения (граница вихря), м; в – средняя протяжённость первого пространственного вихря, м.

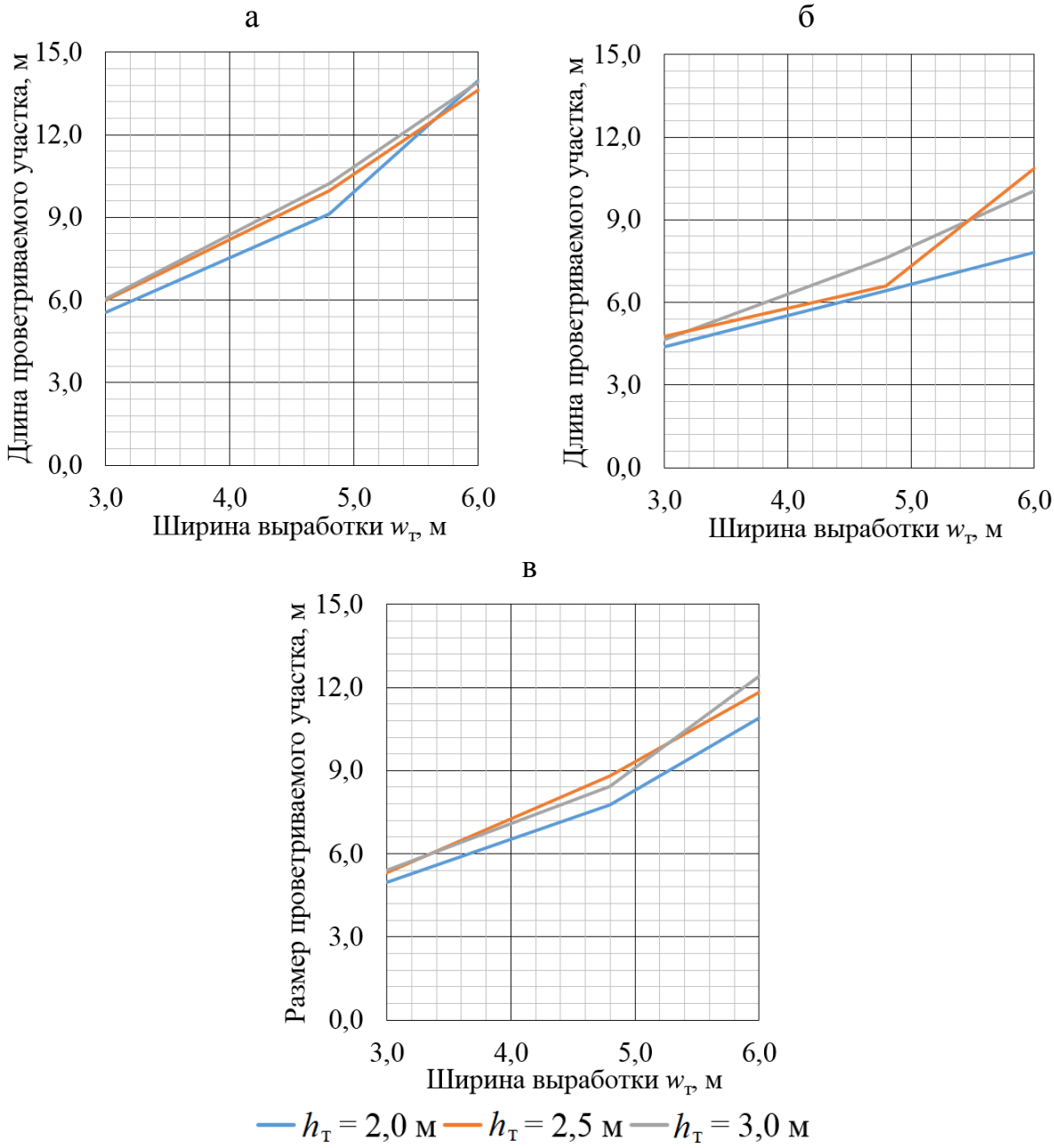


Рисунок 4.17 – Зависимость протяжённости участка тупика, проветриваемого за счёт турбулентной диффузии, от ширины выработки $w_т$, м

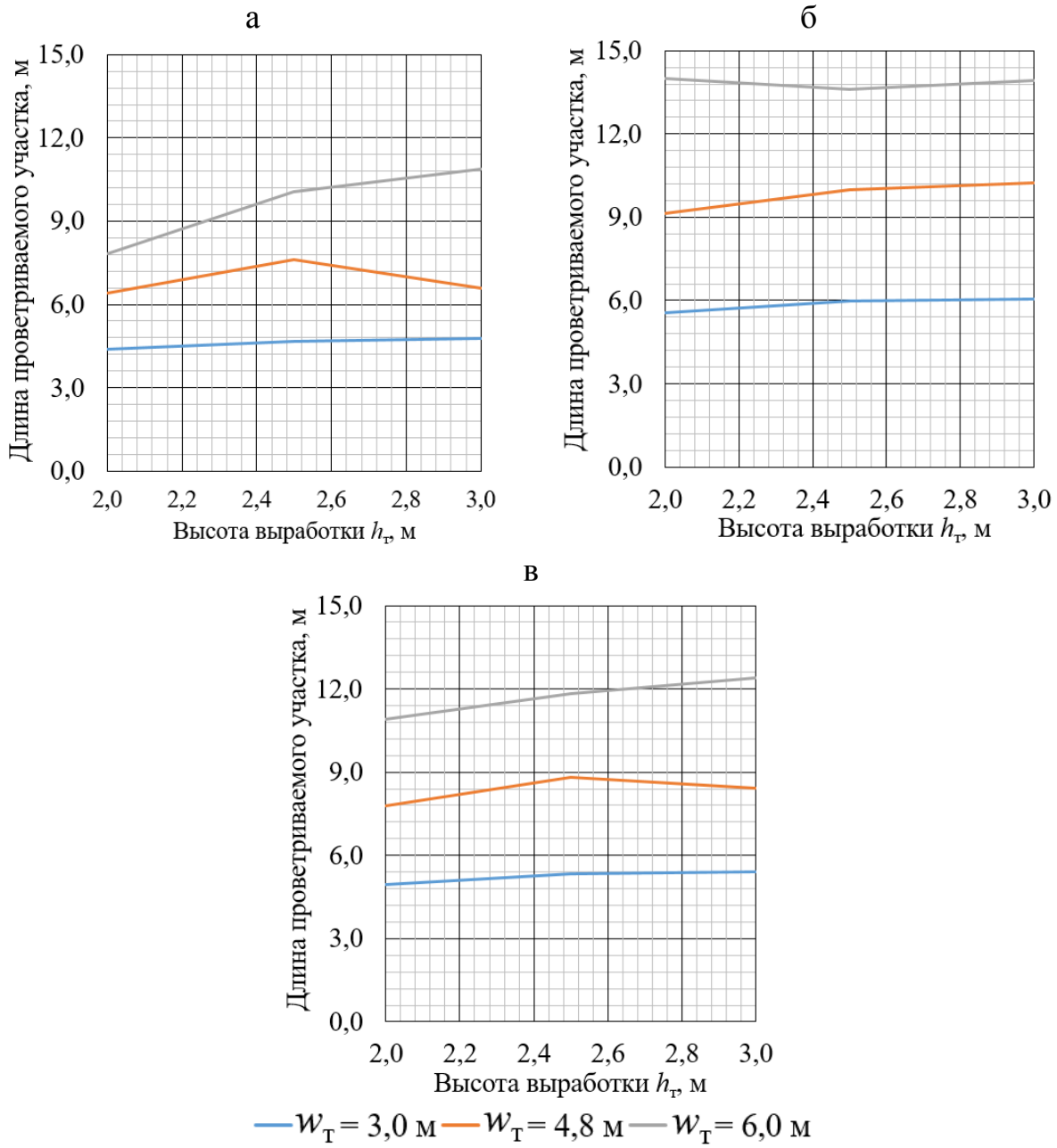


Рисунок 4.18 – Зависимость протяжённости проветриваемой за счёт турбулентной диффузии зоны от высоты тупиковой выработки

Как видно из графиков 4.17 и 4.18, зависимости являются близкими к линейному виду. Длина проветриваемого участка тупиковой выработки возрастает с увеличением её высоты и ширины. Это связано с тем, что поток воздуха, проходящего мимо тупика по сквозной выработке, расширяется на большей длине сквозной выработки, и в тупик в итоге заходит плоская свободная струя большего объёма с большей кинетической энергией (рисунки 4.12, 4.14 и 4.16).

Длина участка проветриваемой за счёт турбулентной диффузии тупиковой горной выработки определяется размерами первого пространственного вихря, диаметр которого составляет от 4,9 до 12,4 м (таблицы 4.5-4.7). Из диаграмм, приведённых на рисунках 4.11, 4.13 и 4.15, видно, что для обеспечения в первом пространственном вихре скорости воздуха, соответствующей минимально допустимой по действующим федеральным нормам и правилам, равной 0,15 м/с, скорость течения струи в сквозной выработке должна быть не менее 1 м/с.

Выводы

В данной главе выполнено исследование и научное обоснование параметров проветривания тупиков, оставляемых при изоляции отработанных выемочных участков и примыкающих к действующим подготовительным горным выработкам. Получены следующие результаты:

1. Выполнено описание физического процесса проветривания тупиков за счёт турбулентной диффузии, сущность которой заключается в расширении и отрыве части проходящего по сквозной выработке потока, возникновении плоской свободной струи и системы пространственных вихрей. При этом энергия, значительно уменьшаясь, передаётся от вихря к вихрю за счёт массообменных процессов и сил трения.

2. Выполнены натурные исследования по оценке скоростей воздуха в тупиках в условиях шахты «Есаульская» и численное моделирование данного процесса для аналогичных условий с использованием разработанной математической модели. Полученные результаты сопоставимы между собой, относительная погрешность не превысила 13,3 %.

3. Разработана методология и масштабируемая геометрическая основа для формирования моделей тупиков с возможностью использования широкого спектра площадей поперечных сечений горных выработок.

4. Выполнено исследование и обоснование размеров проветриваемой зоны тупика для условий ширины выработки $w_т$ от 5,0 до 6,0 м и её высоты

$h_т$ от 2,0 до 3,0 м, что соответствует площади поперечного сечения S от 6,0 до 18,0 м^2. Установлено, что длина проветриваемого участка определяется размерами первого пространственного вихря, диаметр которого составляет от 4,9 до 12,4 м.

5. Зависимости длин проветриваемых зон от высоты и ширины тупика являются линейными. Длины участков возрастают при увеличении площади поперечного сечения тупика.

6. Установлено, что для обеспечения в первом пространственном вихре скорости воздуха, соответствующей минимально допустимой по действующим федеральным нормам и правилам, равной 0,15 м/с, скорость течения струи в сквозной выработке должна быть не менее 1 м/с.

7. Выполнена оценка относительной погрешности полученных численных значений коэффициентов β сквозных выработок с аналитическим решением. Расхождение значений по всему стеку моделей не превысило 11,4 %.

5 ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ФОРМИРОВАНИЯ ЗОНЫ ОБРУШЕНИЯ ПРИ ОТРАБОТКЕ ВЫСОКОНАГРУЖЕННЫМИ ОЧИСТНЫМИ ЗАБОЯМИ ПОЛОГИХ ПЛАСТОВ

5.1 Моделирование воздухораспределения в шахтных вентиляционных сетях с учётом выработанных пространств

Как уже отмечалось, ВП и зоны обрушения в целом (рисунок 5.1) являются активной частью ШВС и оказывают существенное влияние на аэрогазодинамические процессы, протекающие в действующих подземных горных выработках, особенно примыкающих к ВП (оконтуривающие выемочный столб штреки, очистные забои).

а б

в г

а, б, в – шахта «Есаульская»; г – зарубежное предприятие [309]

Рисунок 5.1 – Формирующаяся зона обрушения (вид за секциями крепи)

С целью учёта данного влияния при моделировании процессов воздухораспределения в пределах выемочных участков в программе «Вентиляция» за-

частую применяют подход, основанный на представлении ВП сетью каналов (рисунок 5.2) [92], либо единственной интегральной ветвью. При этом делается допущение о том, что процессы фильтрации происходят в турбулентном режиме и значения аэродинамических сопротивлений вводятся в соответствии с рекомендациями [7, 13].

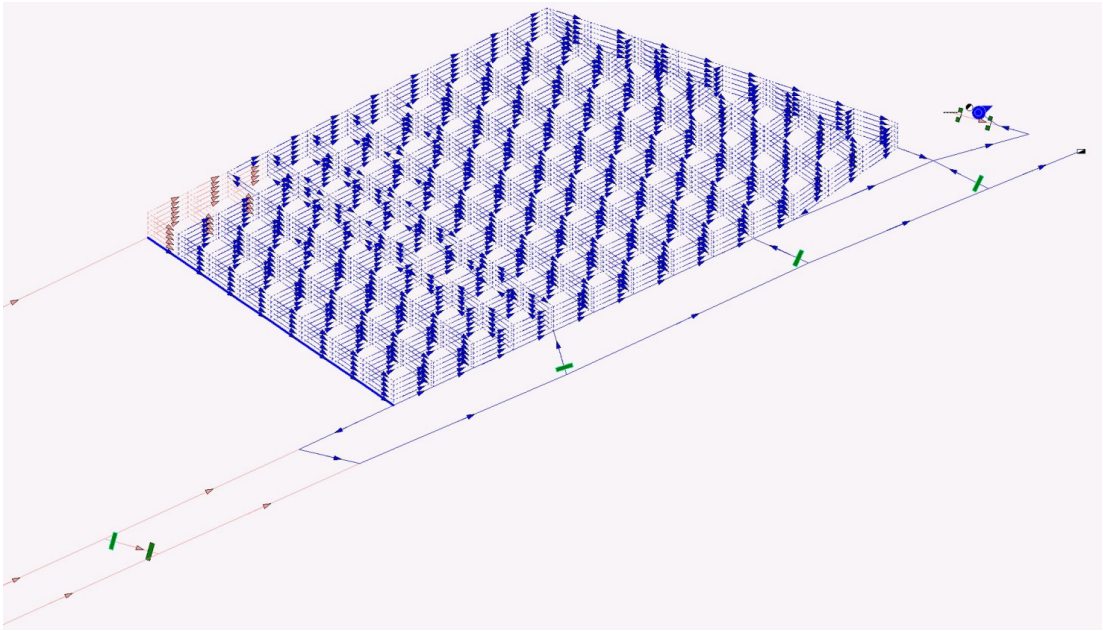


Рисунок 5.2 – Модель ВП, разбитого на множество аэродинамически связанных каналов, выполненная в программе «Вентиляция» [92]

При управлении кровлей полным обрушением зоны обрушения состоят из обрушенных и дезинтегрированных горных пород, а также пустот в «куполах», на участках, примыкающих к задней стенке монтажной камеры, бокам выемочного столба, закрепного пространства. Находясь под воздействием перепадов давления в данной среде, воздух может двигаться в режимах как ламинарном (пористая среда обрушенных пород, рисунок 5.3), так и в турбулентном (пустоты). Согласно исследованиям Л.А. Пучкова и Н.О. Калединой [41, 250, 252], около 58 % воздушных потоков в ВП характеризуются переходными режимами фильтрации, тогда как линейной фильтрации соответствует 24 %, турбулентной – 18 %. В связи с этим подход, основанный на представлении ВП одной интегральной ветвью, является некорректным и даёт неверную качественную и количественную картину о направлениях и объёмах движущегося в зонах обрушения воздуха, а также не учитывает процессы формирования газового коллектора.

Подход же, реализуемый на основе допущения о турбулентном режиме фильтрации и представляющий ВП сетью каналов, обосновывается тем, что в пористых средах распределение пустот является беспорядочным, хаотичным и фильтрационные течения характеризуются всегда нерегулярными перемещениями частиц. Но он даёт неполную информацию о формировании газового коллектора, как пустоты в куполах зоны обрушения, в виду отсутствия учёта динамики параметров геомеханических процессов.

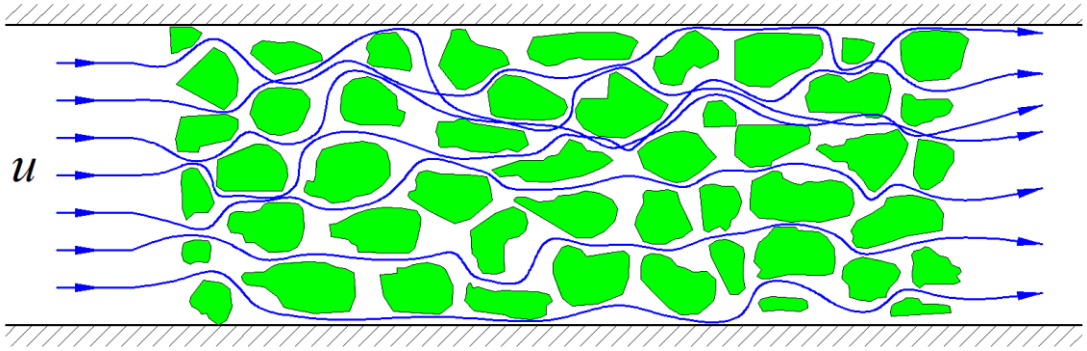


Рисунок 5.3 – Схема фильтрационного движения в пористой среде

Указанные положения обуславливают необходимость разработки физической и основанной на ней математической модели процессов обрушения, дезинтегрирования, уплотнения горных пород, динамики их проницаемости и формирования пустот в зоне обрушения с целью моделирования единого газодинамического комплекса выемочного участка, создания и применения высокоэффективных систем управления газовыделением. Данные модели разработаны и приведены в разделе 2.3 «Разработка и адаптация математической модели геомеханических и аэрогазодинамических процессов в зоне обрушения», и с их использованием выполнено моделирование геомеханических процессов в программном комплексе «Геомеханика» [20-23, 111, 112, 288].

5.2 Исследование геомеханических процессов в зоне обрушения

5.2.1 Исследование закономерностей процессов обрушения пород

При моделировании процессов обрушения в авторском программном комплексе «Геомеханика» в качестве критерия устойчивости слоя кровли использовано допущение, что при прогибе слоёв пород и достижении ими предела упругости происходит упругопластическое разрушение. На основании

этого допущения во второй программный модуль, в котором решается упругая статическая задача (рисунок 1.21), добавлен разработанный ранее на кафедре геотехнологии СибГИУ алгоритм расчёта коэффициента остаточной прочности пород геомассива $k_{ост}$ по максимальным касательным напряжениям (рисунки 5.4 и 5.5). Данный коэффициент определяется по формуле

$$k_{ост} = \tau_{пред} / \tau_{мкэ}, \qquad (5.1)$$

где $\tau_{пред}$ – предельное касательное напряжение, определяемое по паспорту прочности пород, МПа;

$\tau_{мкэ}$ – касательное напряжение, полученное по результатам численного расчёта методом МКЭ, МПа.

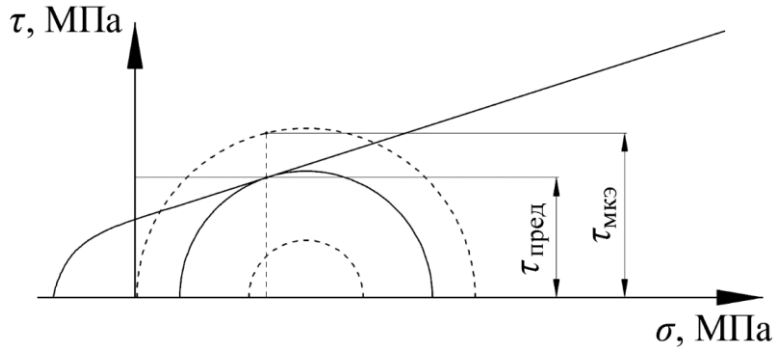


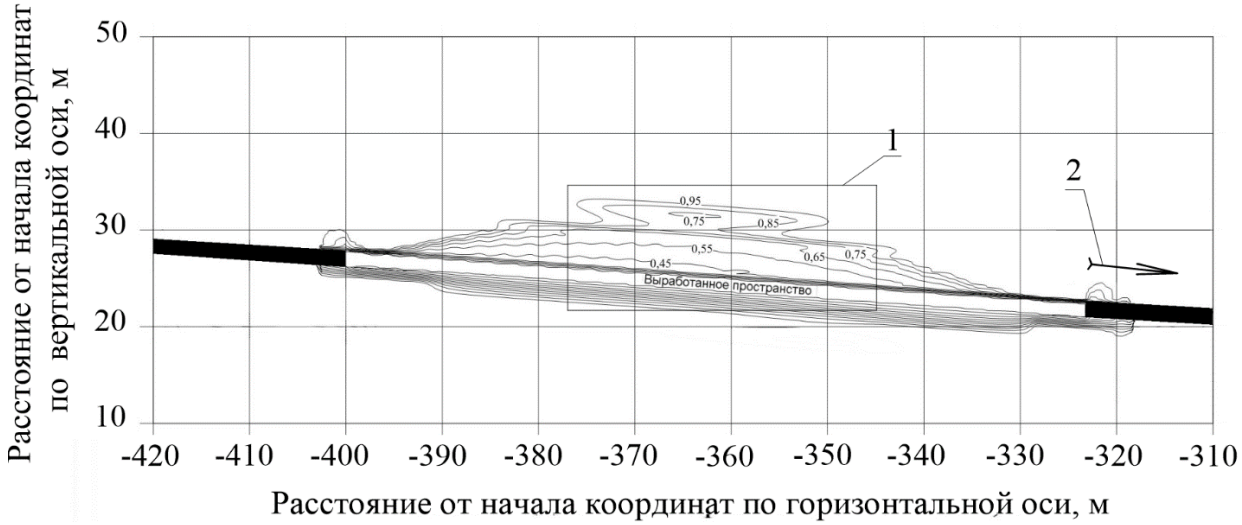
Рисунок 5.4 – Концептуальная схема расчёта коэффициента $k_{ост}$

Данные по распределению коэффициента остаточной прочности $k_{ост}$ использованы для оценки шага обрушения пород непосредственной и основной кровли. Моделирование геомеханических процессов выполнено с применением первых двух модулей комплекса «Геомеханика» для условий выемочного участка 16-17 шахты «Абашевская» [85, 111].

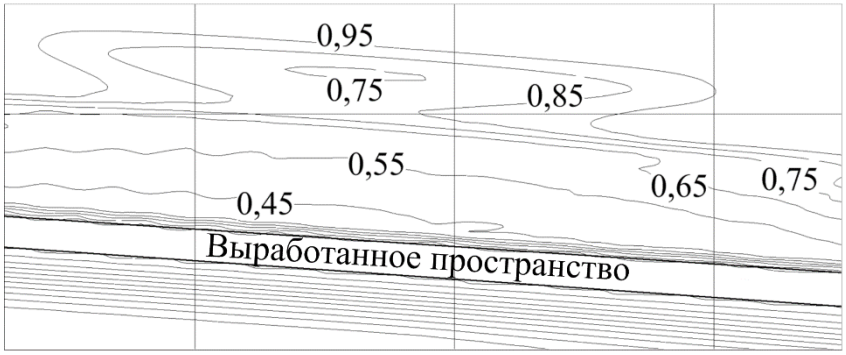
Слой мелкозернистого алевролита, залегающего непосредственно над пластом, мощностью 3,21 м, а также вынимаемый пласт, мощностью 1,74 м, в целях детализации процессов обрушения и разрыхления, как показано на рисунке 5.6, разделены на семь (кровля) и пять (пласт) подслоёв различной мощности.

Произвести более мелкое деление не позволяет выполнить существующее ограничение на максимальное количество слоёв в программе (увеличение количества слоёв приводит к существенному увеличению времени счёта).

а



б

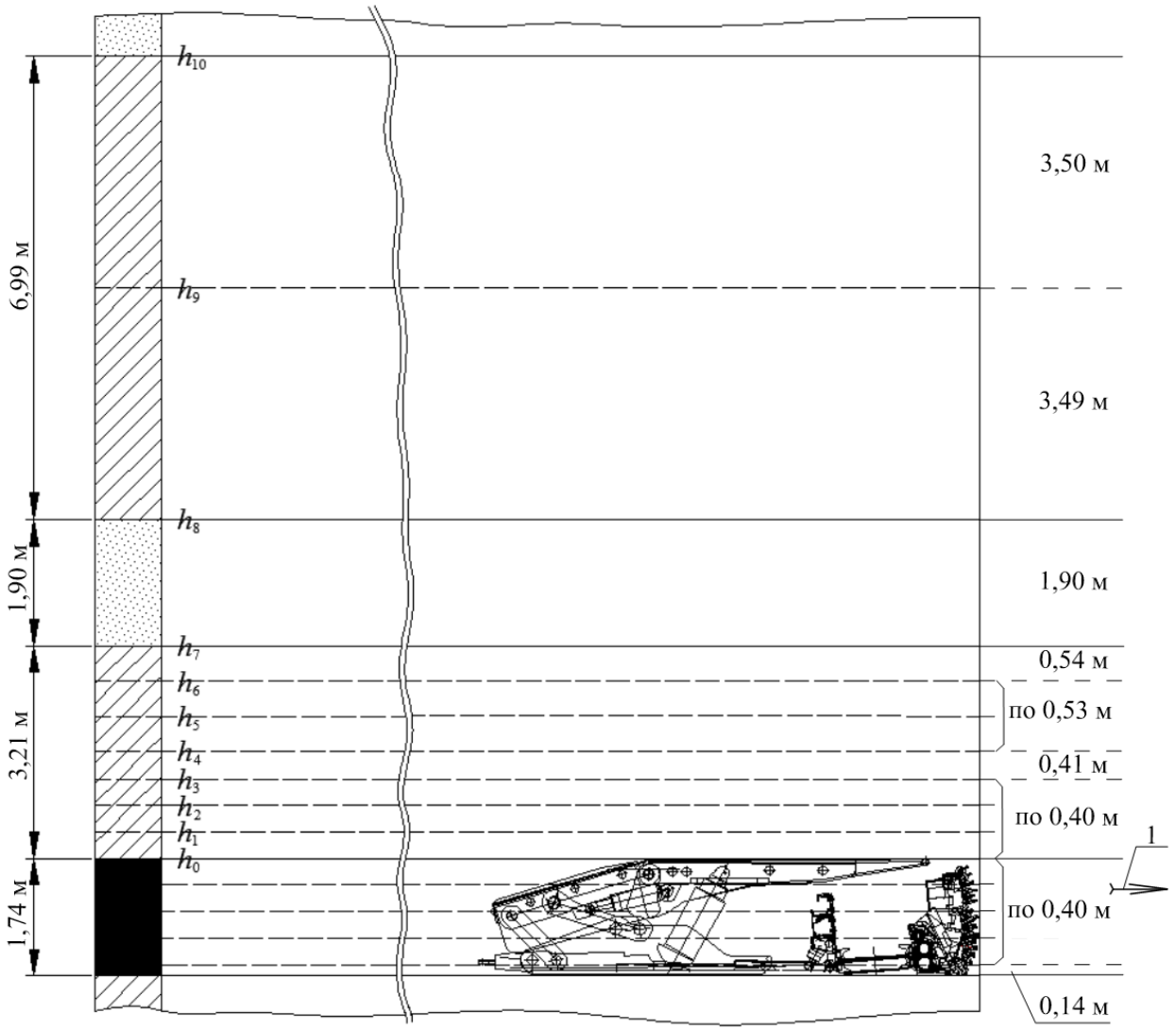


а – вид участка модели геомассива, вмещающего ВП;
б – детальный вид по центру зоны сдвижения (1);
2 – направление подвигания очистного забоя

Рисунок 5.5 – Изолинии коэффициента $k_{ост}$ в формирующейся области зоны сдвижения (тестовый пример, первое сечение)

Моделирование процессов разрушения пород кровли, происходящих при выемке угля в очистном забое, осуществлялось, начиная с длины ВП, равной 16,9 м (длина с учётом ширины монтажной камеры). Шаг моделирования приравнен к суточному подвиганию очистного забоя. При длине ВП, равной 16,9 м, потерь прочности пород при упругом деформировании подработанной части геомассива не происходит. При длине ВП, равной 19,5 м, происходит постепенная потеря прочности 1-го породного прослоя мелкозернистого алевролита без разрушения (рисунок 5.7 а, б).

При длине ВП, равной 21,7 м (рисунок 5.7 а', б', в'), участок 1-го породного подслоя мелкозернистого алевролита, размером 13,6 м, теряет прочность на более чем 20 % и, следовательно, происходит его разрушение.



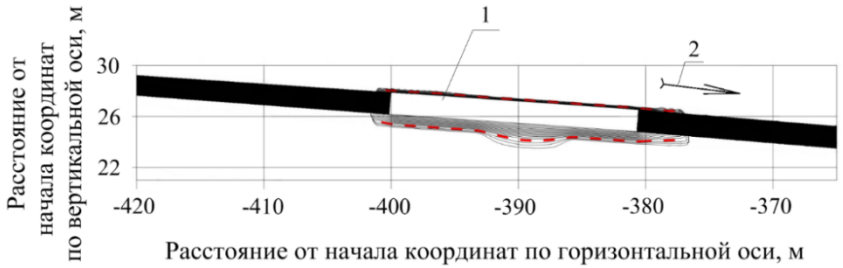
1 – направление подвигания очистного забоя;
$h_0 \ldots h_{10}$ – расстояние от кровли пласта

Рисунок 5.6 – Строение кровли пласта 16 выемочного участка 16-17 шахты «Абашевская» (первое сечение)

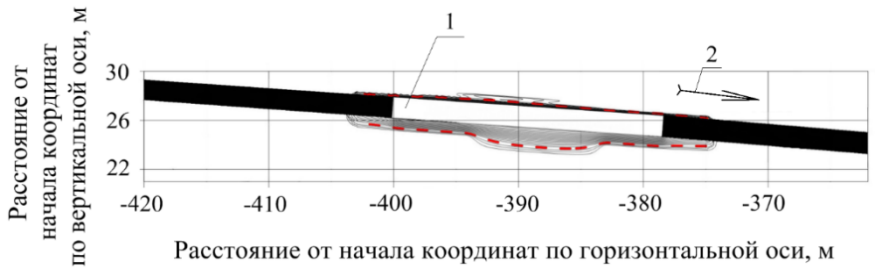
Как видно из рисунка 5.7, место фактического прогиба породных плит и обрушения подслоёв пород имеет эксцентриситет от центра обнажения, что полностью согласуется с результатами экспериментальных исследований А.А. Борисова, приведённых в источниках [57, 58].

При длине ВП, равной 23,8 м, дальнейших потерь прочности при упругом деформировании участка геомассива не происходит. При длине ВП 26,5 и 29,3 м обрушается второй и третий подслои мелкозернистого алевролита. На рисунке 5.8 приведены изолинии коэффициента остаточной прочности $k_{ост}$ при длине ВП 29,3 м.

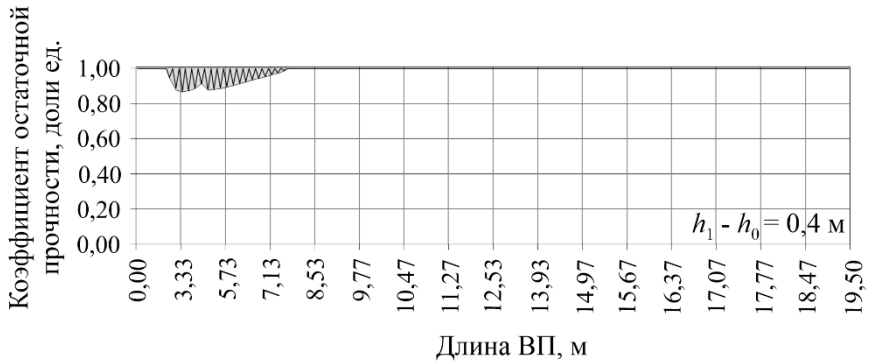
а



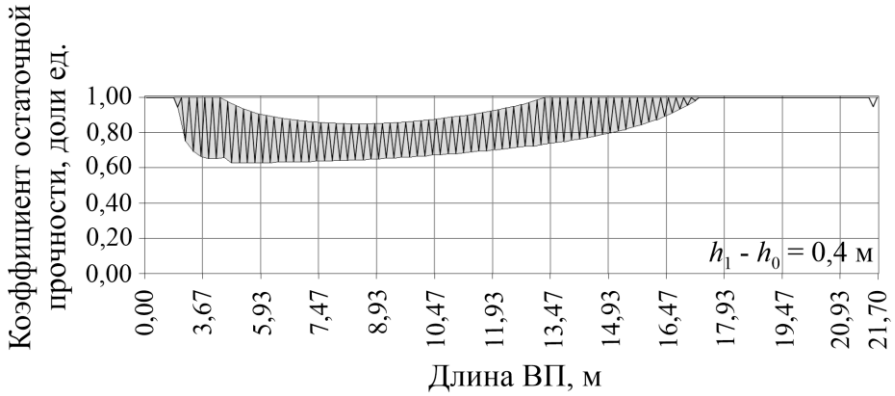
а'



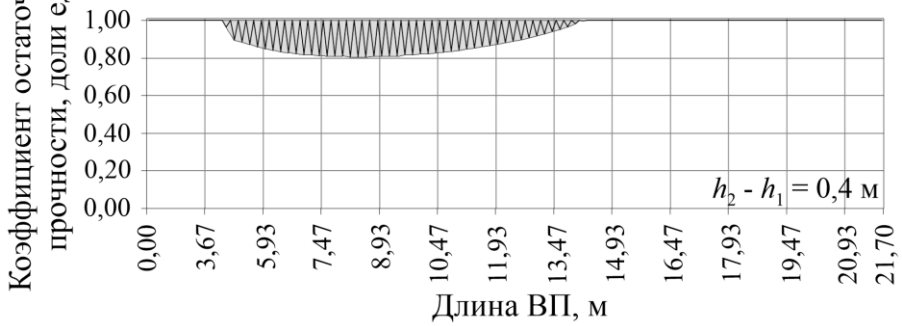
б



б'

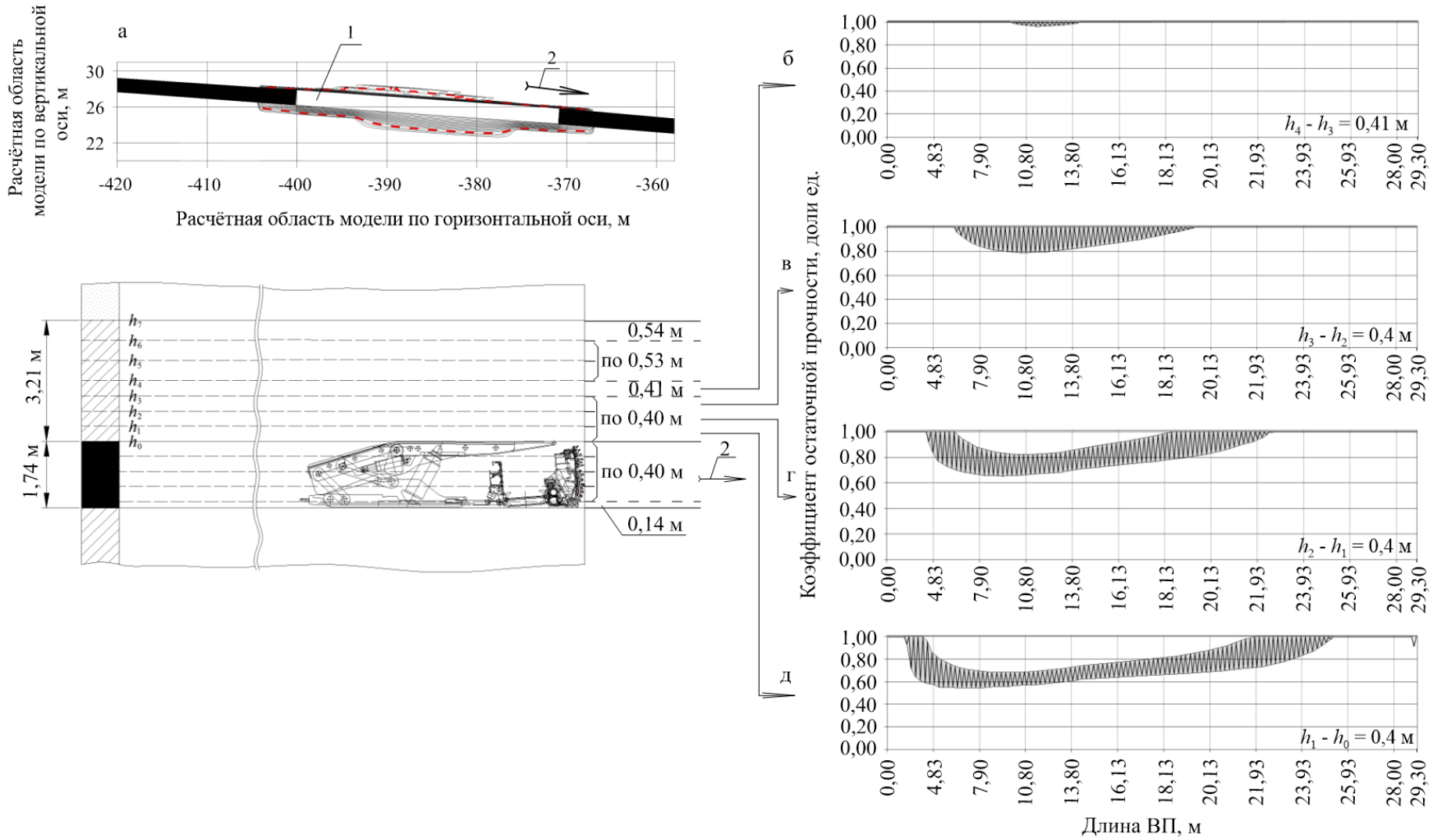


в'



а, а' – в целом по сечению (положение монтажной камеры – 400 м, положение очистного забоя -380,5 и -378,3 м (пунктирная линия – изолиния с коэффициентом остаточной прочности $k_{ост}$ = 0,8));
б, б' – для 1-го подслоя кровли (h_1-h_0);
в' – для 2-го подслоя кровли (h_2-h_1);
(серым цветом выделена область изменения)
1 – ВП; 2 – направление подвигания очистного забоя

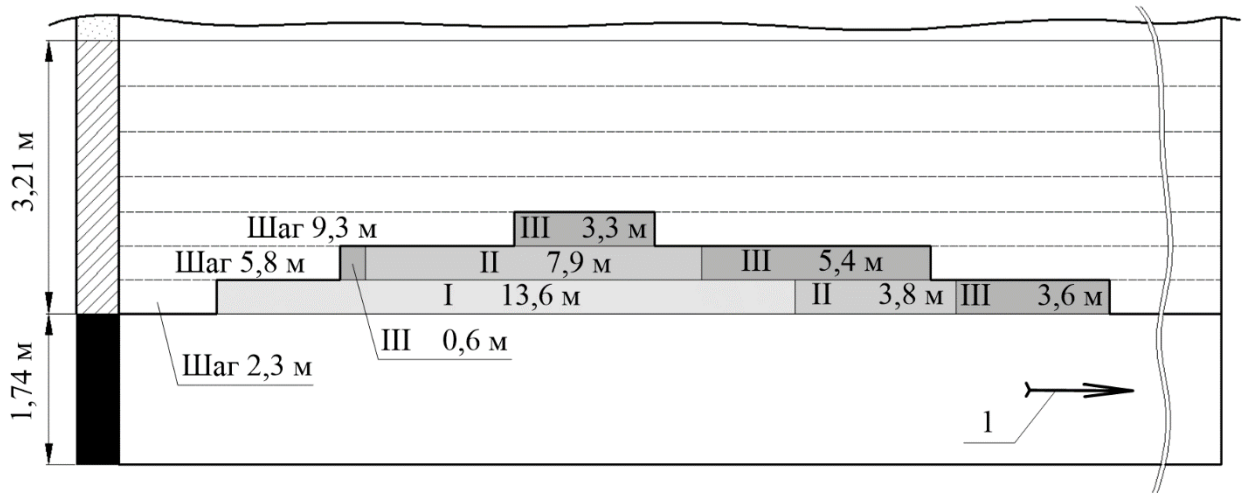
Рисунок 5.7 – Изолинии и динамика коэффициента остаточной прочности $k_{ост}$ при длине ВП 19,5 м (а, б) и 21,7 м (а', б', в')



а – в целом по сечению (положение монтажной камеры -400 м, положение очистного забоя -370,7 (пунктирная линия – изолиния с коэффициентом остаточной прочности $k_{ост} = 0,8$)); б – для 1-го подслоя кровли (h_1-h_0); в – для 2-го подслоя кровли (h_2-h_1); г – для 3-го подслоя кровли (h_3-h_2); д – для 4-го подслоя кровли (h_4-h_3); серым цветом выделена область изменения; 1 – ВП; 2 – направление подвигания очистного забоя

Рисунок 5.8 – Изолинии и динамика коэффициента остаточной прочности $k_{ост}$ при длине ВП 29,3 м

На рисунке 5.9 приведена последовательность обрушения участков подслоёв мелкозернистого алевролита при длине ВП 29,3 м, полученная по данным динамики значений коэффициента остаточной прочности $k_{ост}$.



1 – направление подвигания очистного забоя; I-III – последовательность обрушения каждого подслоя (внутри блока указана его длина)

Рисунок 5.9 – Последовательность обрушения участков подслоёв мелкозернистого алевролита при длине ВП 29,3 м (первое сечение)

В дальнейшем моделирование геомеханических процессов осуществлялось аналогично с накоплением деформаций по мере отработки выемочного столба до длины ВП, равной 73,5 м, всего 19 позиций. По результатам исследования установлены шаги обрушения каждого подслоя/слоя участка кровли, которые формируют зону обрушения (таблица 5.1).

Таблица 5.1 – Шаги обрушения участка геомассива, формирующие зону обрушения (h_1-h_0 – 1-ый подслой кровли; h_2-h_1 – 2-ой подслой кровли и т. д.)

№ п/п	Длина ВП, м	h_1-h_0, м	h_2-h_1, м	h_3-h_2, м	h_4-h_3, м	h_5-h_4, м	h_6-h_5, м	h_7-h_6, м	h_8-h_7, м
1	16,9	-	-	-	-	-	-	-	-
2	19,5	-	-	-	-	-	-	-	-
3	21,7	13,6	-	-	-	-	-	-	-
4	23,8	-	-	-	-	-	-	-	-
5	26,5	3,8	7,9	-	-	-	-	-	-
6	29,3	3,6	0,6 / 5,4	3,3	-	-	-	-	-
7	32,4	-	-	-	-	-	-	-	-

Окончание таблицы 5.1

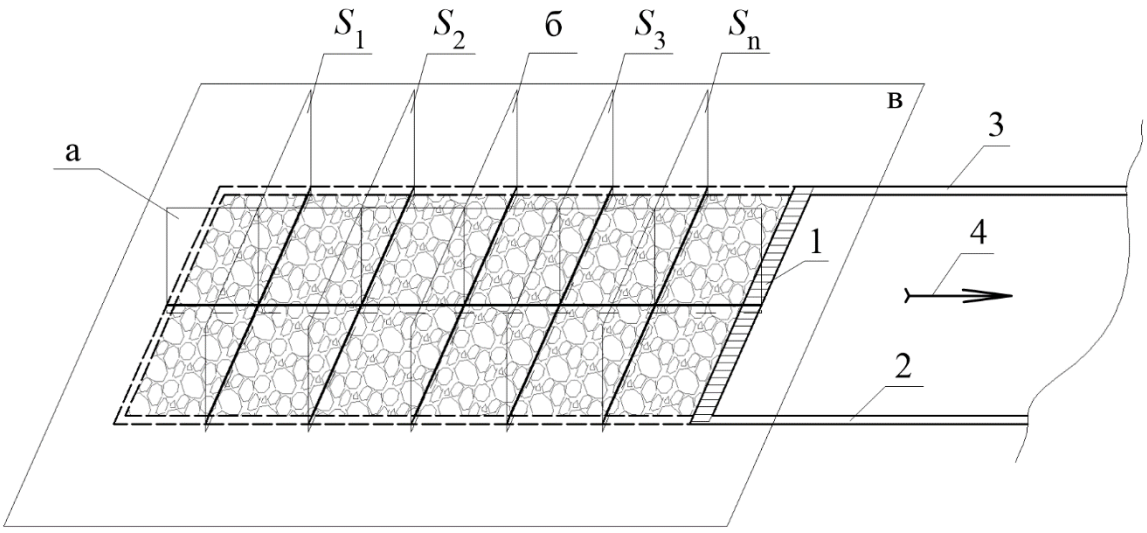
8	35,6	8,0	0,4 / 9,8	2,6 / 14,2	14,3	2,1	-	-	-
9	38,2	2,4	2,7	2,7	3,0	1,2 / 4,8	-	-	-
10	41,8	3,3	3,3	3,3	3,7	2,1 / 4,5	-	-	-
11	45,6	3,9	4,0	4,1	0,8 / 4,8	1,6 / 6,1	15,2	-	-
12	49,1	3,2	3,2	3,6	3,6	3,6	3,6	9,6	-
13	52,7	3,2	0,5 / 3,2	0,4 / 2,8	0,3 / 2,8	0,8 / 3,2	1,4 / 4,3	2,2 / 5,2	9,0
14	56,2	3,2	3,0	3,5	3,5	3,5	3,0	1,0 / 3,5	1,5 / 4,0
15	59,7	3,0	3,4	2,5	2,5	3,0	3,0	3,5	3,5
16	63,2	2,6	2,4	3,0	2,9	2,0	2,0	2,0	2,0
17	66,7	2,3 / 4,1	3,9	3,5	3,1	4,0	4,5	4,5	0,5 / 5,5
18	69,3	2,6	2,8	2,5	3,0	3,0	2,5	2,5	2,5
19	73,5	3,1	3,0	3,5	3,5	3,0	3,5	3,5	3,5

Примечание. В числителе – консоль со стороны монтажной камеры; в знаменателе – со стороны очистного забоя

По результатам моделирования установлено, что обрушение пород кровли для заданных исходных условий происходит в форме сводообразования, так как плита не обрушается на полную мощность, а происходит её постепенное расслоение (рисунок 5.9), которое сопровождается развитием многочисленных макро- и микротрещин. Размеры обрушающихся блоков зависят от строения подрабатываемого массива и распределения в нём структурных ослаблений (системы трещин, плоскости напластования).

5.2.2 Оценка распределения коэффициентов разрыхления, уплотнения и проницаемости обрушенных и дезинтегрированных пород

Для повышения точности при прогнозе распределения коэффициентов проницаемости по данным, полученным в программе «Геомеханика», принято несколько поперечных сечений с заданным шагом между ними (рисунок 5.10). Используя данный подход, получен массив данных, интерполирование которого позволяет получить распределение аэродинамических параметров обрушенной среды в пределах зоны обрушения.



а – первое сечение; б – второе сечение; в – плоскость пласта; S_1, S_2, S_3,…, S_n – поперечные сечения; 1 – очистной забой; 2 – конвейерный штрек 16-17; 3 – вентиляционный штрек 16-17; 4 – направление подвигания забоя

Рисунок 5.10 – Размещение сечений в расчётной модели [85, 112]

ВП в программе «Геомеханика» задаётся в исходных данных, для чего указывается [81, 112]:

- количество и номера слоёв/подслоёв отрабатываемых на рассматриваемой модели участка геомассива, мощность отрабатываемого пласта;

- положение задней стенки монтажной камеры и положение линии очистного забоя, этим задаётся протяжённость ВП (либо для второго сечения, верхний и нижний бок выемочного столба, – длина очистного забоя);

- треугольным элементам, попавшим в область ВП, соответствующий модуль упругости. Он задаётся бесконечно малой величиной и по ходу выполнения первого программного модуля трёхузловым элементам в зоне ВП не присваиваются никакие физико-механические свойства.

В ходе исследований модель зоны обрушения разделена на три участка:

1 участок – примыкающий к стенке погашенной монтажной камеры, а также к верхнему и/или нижнему боку выемочного столба;

2 участок – зона обрушенных и дезинтегрированных пород;

3 участок – закрепное пространство.

На первом участке (кроме частично сохраняемой горной выработки) в результате зависания консолей пород непосредственной и основной кровли

образуется «шалаш» со значительными участками пустого пространства. На этом участке проницаемость определяется в зависимости от того, насколько перекрыто обрушенными и дезинтегрированными породами сечение погашенной выработки.

Третий участок. Как показывает практика добычи угля в очистном забое, оборудованном механизированным комплексом, за секциями крепи на некотором расстоянии остаётся пустое пространство, по которому происходит интенсивное движение воздуха (участок, равный шагу обрушения непосредственной кровли). Проницаемость на этом участке определяется аналогично, как и на первом, в зависимости от оставшегося пустого пространства.

На основе полученных в программе «Геомеханика» данных об обрушении пород кровли, алгоритму перехода от двумерной постановки задачи к трёхмерной и разработанной в диссертации физической модели процессов обрушения, дезинтегрирования и уплотнения пород, а также основанной на ней математической модели, связывающей геомеханические и аэрогазодинамические процессы, происходящие в высокопроницаемой среде зоны обрушения, на языке программирования Фортран 90 [75, 84, 85, 112, 186, 218, 314, 328] разработан дополнительный программный модуль «Аэродинамика», интегрированный в комплекс «Геомеханика». Модуль считает k и l для всех рассмотренных промежуточных поперечных сечений и двух главных сечений. Исходными данными для него являются:

- результаты счёта двух первых программных модулей комплекса «Геомеханика» (данные по коэффициенту остаточной прочности $k_{ост}$);

- граничный угол сдвижения горных пород δ_0, рад;

- угол полных сдвижений горных пород ψ_3, рад;

- номера слоёв/подслоёв кровли, которые при обрушении сформируют зону обрушения с разрыхленными породами;

- данные о суточном подвигании очистного забоя при отработке выемочного столба.

На рисунке 5.11 приведена укрупнённая блок-схема собранного пакета программ для расчёта аэродинамических параметров на основе геомеханических процессов.

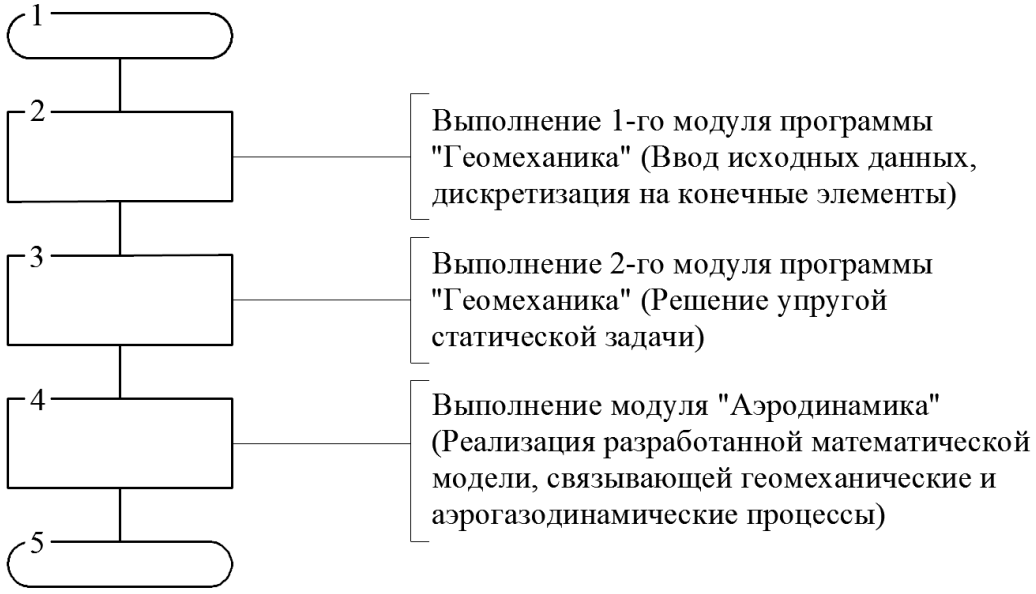
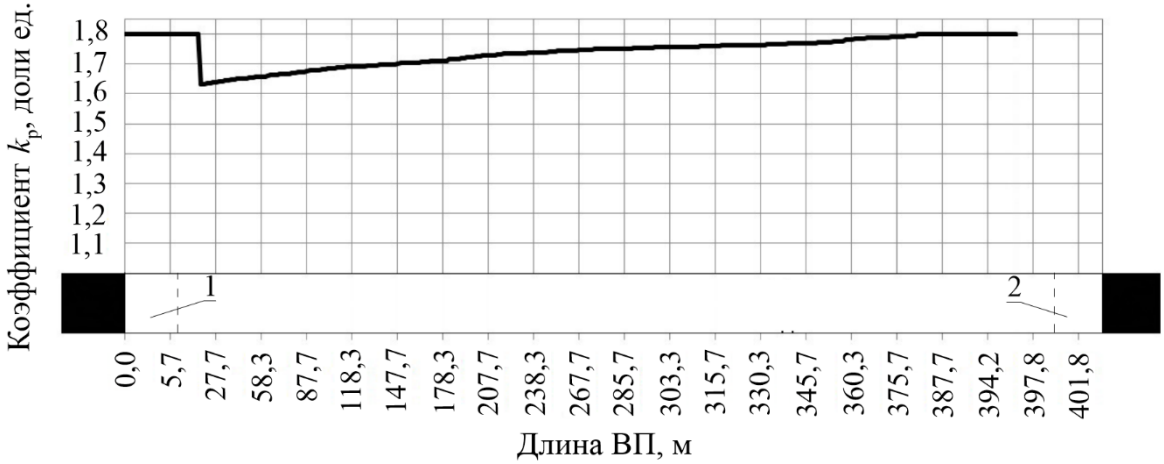


Рисунок 5.11 – Укрупнённая блок-схема работы пакета программ, включающего комплекс «Геомеханика» (первые два модуля) и интегрированный в него модуль «Аэродинамика»

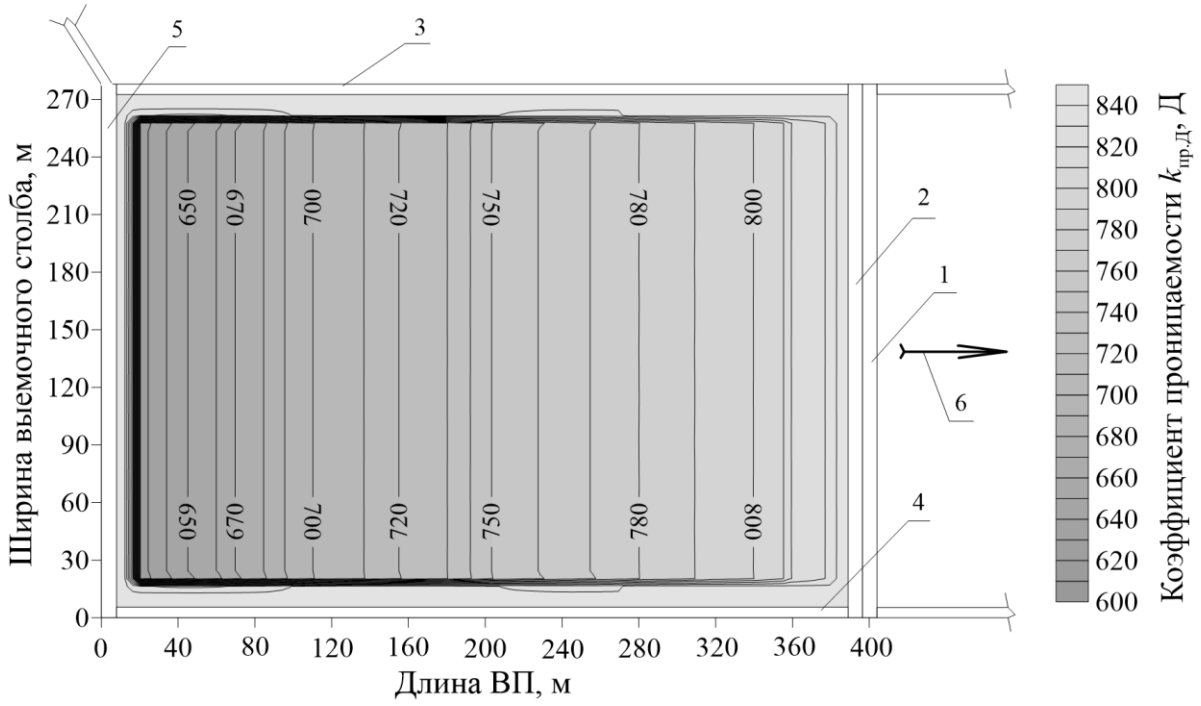
На рисунке 5.12 приведено полученное по результатам расчёта с использованием собранного пакета программ изменение коэффициента $k_р$ у почвы ВП. У монтажной камеры скачкообразное изменение коэффициента разрыхления $k_р$ связано с зависшей консолью основной кровли.



1 – монтажная камера; 2 – очистной забой

Рисунок 5.12 – Изменение коэффициента разрыхления $k_р$ (с уплотнением) у почвы ВП (первое сечение)

С использованием модуля «Аэродинамика» выполнен расчёт изменения проницаемости зоны обрушения в процессе отработки выемочного столба (условия в/у 16-17 шахты «Абашевская»). На рисунке 5.13 приведено полученное с использованием разработанного программного модуля распределение коэффициента проницаемости $k_{\text{пр.Д}}$, Д, дезинтегрированных и уплотнённых пород у почвы ВП. Расстояние между изолиниями отражает динамику подвигания очистного забоя. Для удобства коэффициент $k_{\text{пр.Д}}$ пересчитан из м^2 в Д.



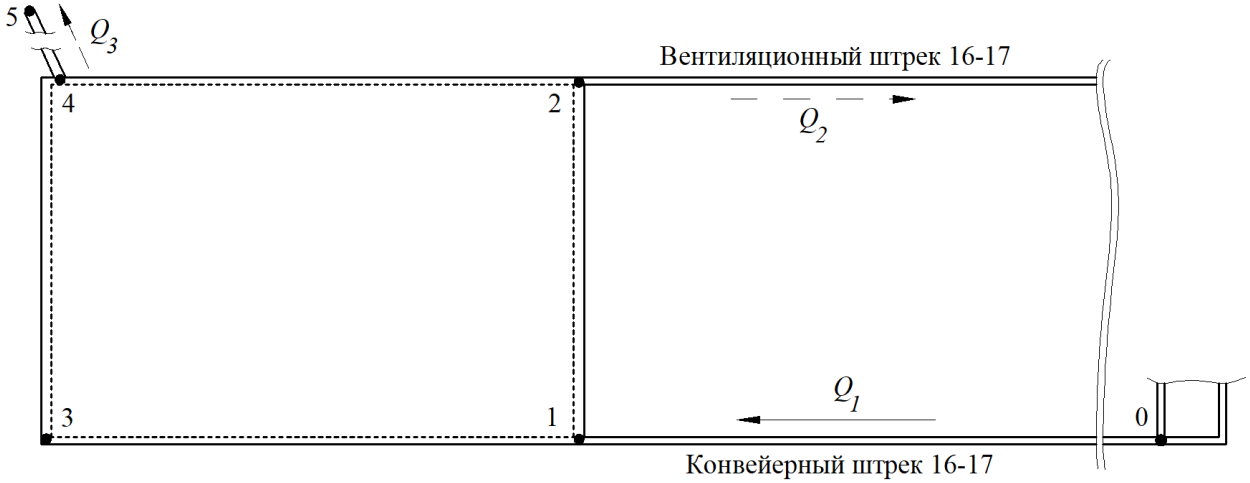
1 – очистной забой и секции механизированной крепи; 2 – закрепное пространство; 3 – частично сохранённый вентиляционный штрек; 4 – погашенный конвейерный штрек; 5 – монтажная камера; 6 – направление подвигания очистного забоя

Рисунок 5.13 – Изолинии коэффициента проницаемости $k_{\text{пр.Д}}$, Д, обрушенных и уплотнённых пород в зоне обрушения у почвы ВП в/у 16-17

5.2.3 Оценка параметров фильтрационных потоков в пористой среде выработанного пространства

Выполнена оценка возможности использования полученных в модуле «Аэродинамика» данных (условия выемочного участка 16-17 шахты «Абашевская») для расчёта параметров фильтрационных потоков в зоне обрушения и влияния на них технологических решений по подготовке выемочных стол-

бов. На рисунке 5.14 приведена схема к оценке падения депрессии в ВП. Данные по расходам Q_1, Q_2, Q_3 получены с датчиков скорости потока воздуха стационарной системы АГК. На рисунке 5.15 приведены полученные распределения давления воздуха (а) и скоростей фильтрационных течений (б) в обрушенной, дезинтегрированной и уплотнённой среде ВП. Использованы следующие обозначения: 1 – очистной забой; 2 – закрепное пространство; 3 – частично сохранённая часть вентиляционного штрека; 4 – погашенная часть конвейерного штрека; 5 – монтажная камера; 6 – направление подвигания забоя.



Q_1, Q_2, Q_3 – расходы воздуха во входящей и исходящей струях, а также на изолированный отвод МВС через ВП; 0-5– узлы модели ШВС

Рисунок 5.14 – Схема к оценке падения депрессии в ВП

а

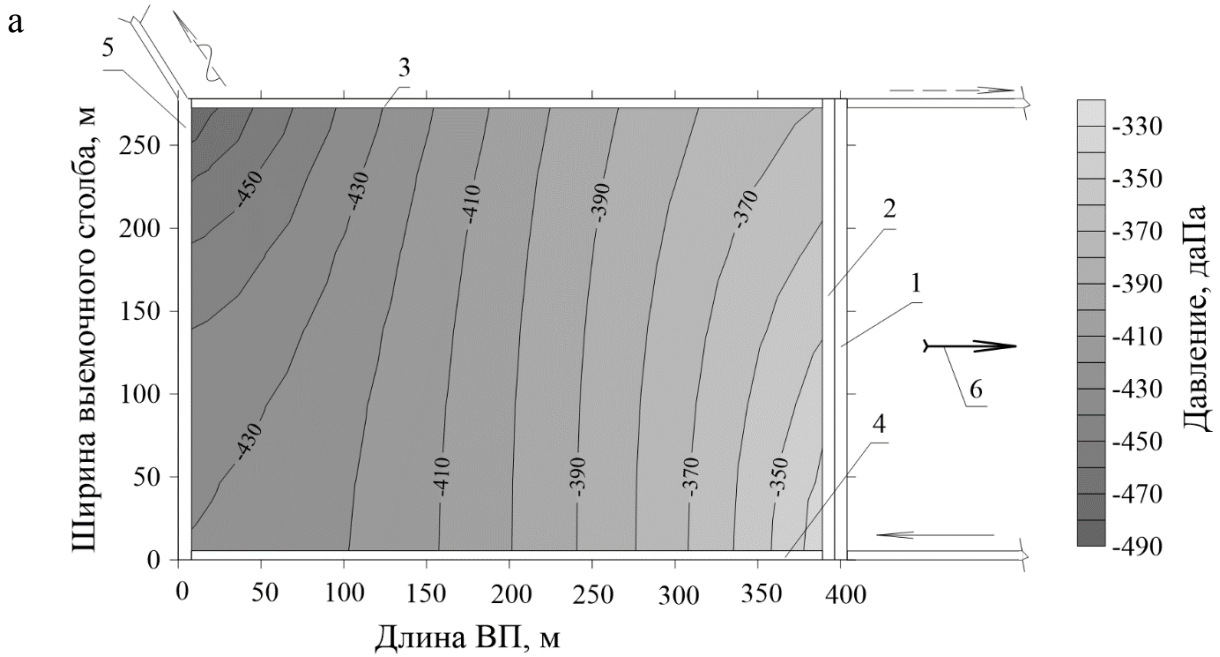


Рисунок 5.15 – Распределение аэродинамических параметров в ВП (начало)

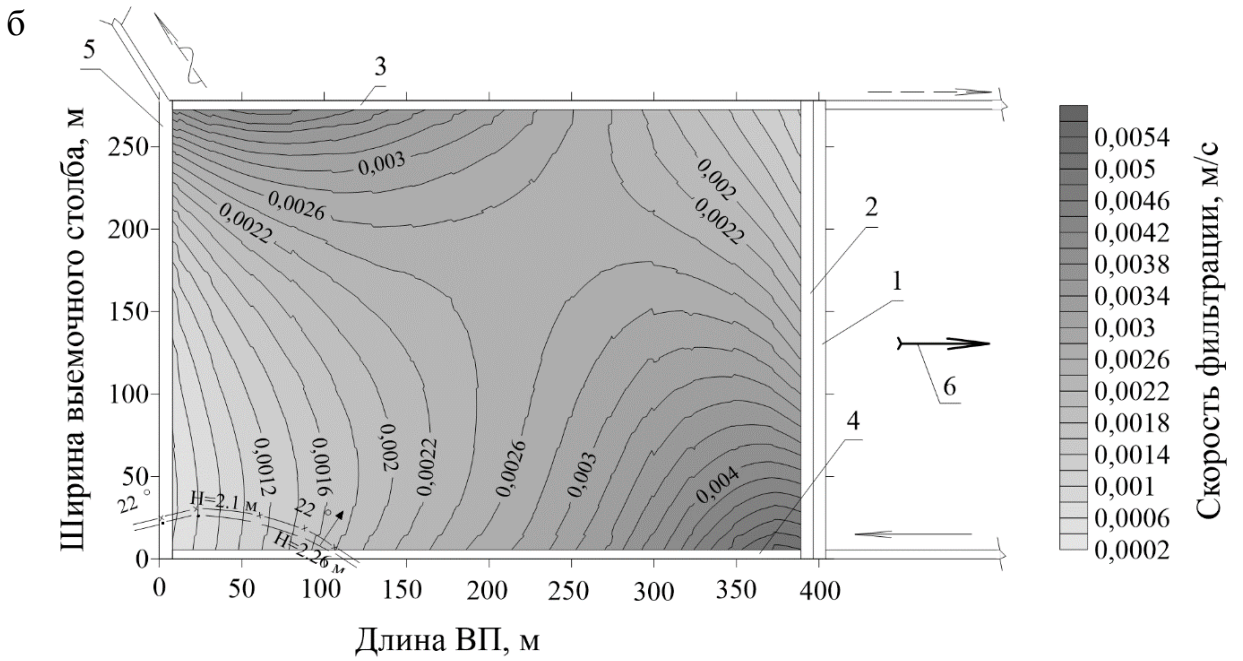


Рисунок 5.15 – Распределение аэродинамических параметров в ВП (окончание)

Также выполнен расчёт распределения давления и скоростей фильтрационных течений в выработанном пространстве при реализации многоштрековой подготовки выемочного столба (рисунок 5.16 а и б). Использованы условия в/у 16-17. Приняты следующие обозначения: 1 – очистной забой; 2 – закрепное пространство; 3 – монтажная камера; 4 – фланговая газодренажная выработка; 5 – частично сохранённая часть вентиляционного штрека; 6 – параллельный штрек; 7 – погашенная часть конвейрного штрека; 8 – направление подвигания забоя

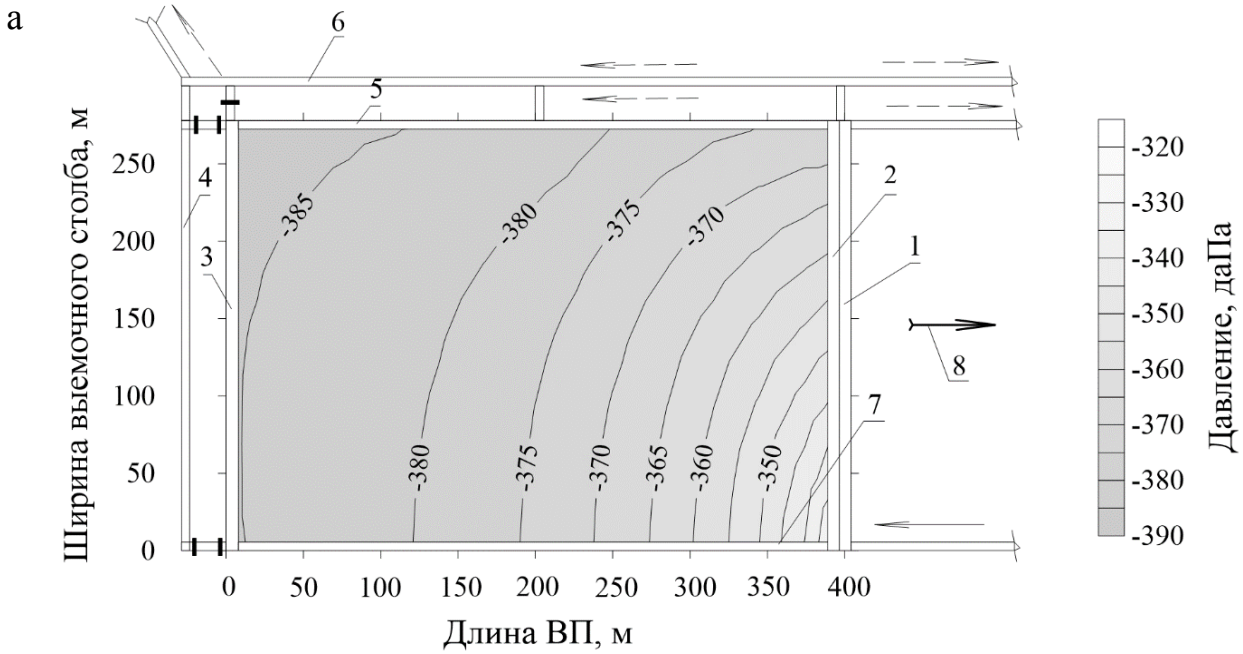


Рисунок 5.16 – Распределение аэродинамических параметров в ВП при многоштрековой подготовке выемочного столба (начало)

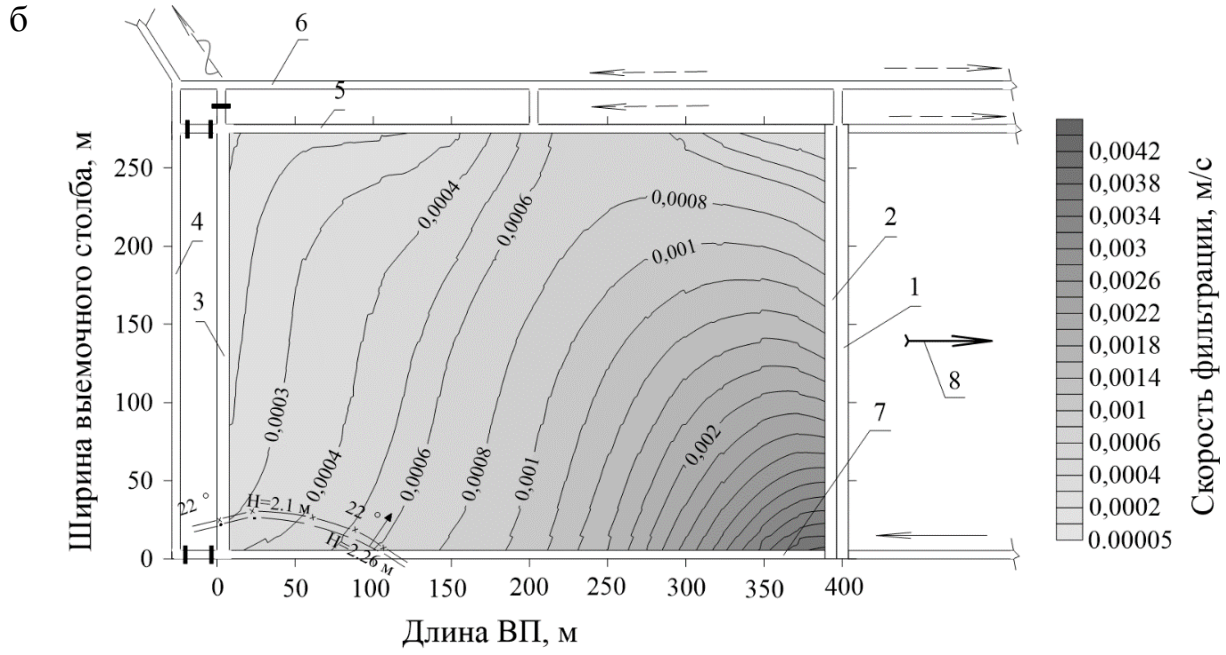


Рисунок 5.16 – Распределение аэродинамических параметров в ВП при многоштрековой подготовке выемочного столба (окончание)

Как видно из рисунков 5.15 и 5.16 полученные из программного модуля «Аэродинамика» данные позволяют выполнять расчёты параметров фильтрационных потоков в зонах обрушения. В качестве оценки влияния технологических параметров (многоштрековая подготовка) рассмотрена область ВП с концентрированными потерями угля, оставленными при переходе комплексом мелкоамплитудного дизъюнктивного нарушения (левый нижний угол на рисунках 5.15 б и 5.16 б). На рисунке 5.17 приведён укрупнённый вид данной области для двух вариантов расчёта.

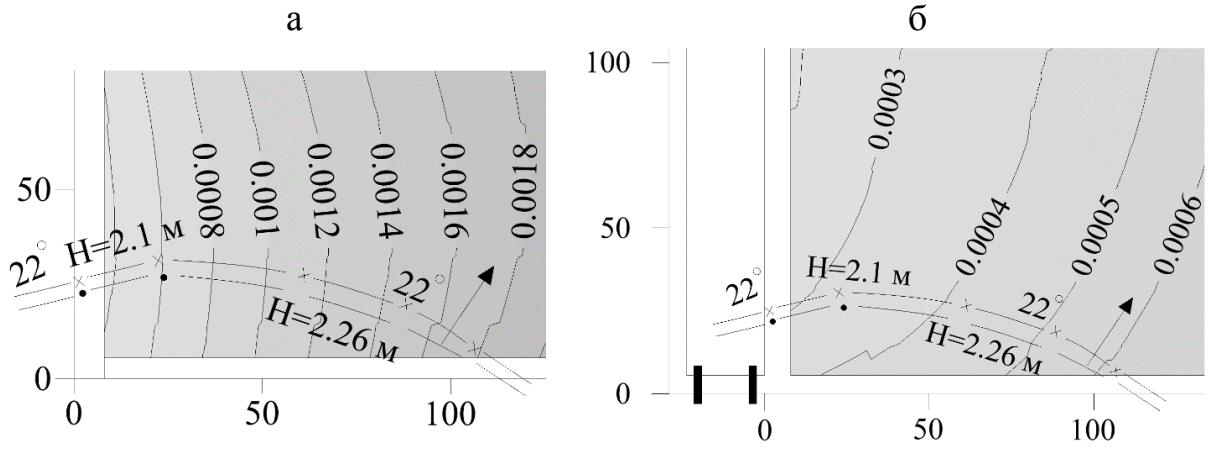


Рисунок 5.17 – Изолинии скорости фильтрации (м/с) в области ВП с концентрированными потерями угля (дизъюнктивное нарушение) при одноштрековой (а) и многоштрековой (б) подготовках

Как видно из рисунка 5.17, скорости фильтрации в обрушенной среде в области концентрированных потерь угля (дизъюнктивное нарушение) могут быть снижены при использовании различных горнотехнических решений для управления воздушными потоками в выработанном пространстве.

5.3 Разработка и адаптация программного обеспечения по оценке аэродинамических параметров зоны обрушения. Построение моделей

В развитие программного модуля «Аэродинамика», интегрированного в комплекс «Геомеханика», для решения задач исследования с помощью средств языка программирования C++ выполнена разработка и адаптация самостоятельного специализированного программного пакета по оценке трёхмерного распределения в пространстве и времени геомеханических и аэродинамических параметров зоны обрушения в процессе отработки выемочного столба. В данном пакете «Аэродинамика» реализован математический аппарат, приведённый в п. 2.3.3 «Разработка математической модели оценки аэродинамических параметров при развитии геомеханических процессов» и описывающий физическую интерпретацию процессов обрушения, дезинтегрирования и уплотнения пород (п.2.3.1). Реализация программы позволяет выполнять расчёты шагов обрушения пород кровли, их разрыхление, уплотнение, проницаемость и макрошероховатость, а также объёмов формирующегося свободного пространства в куполах обрушения.

Для разработки использован стек программного обеспечения, который включает операционную систему GNU/Linux, командную оболочку bash, текстовый редактор Vim, компилятор GCC, графический редактор Xfig и табличный процессор LibreOffice Calc. Общая схема работы разработанного пакета приведена на рисунке 5.18.

В программе «Аэродинамика» длина ВП определяется численно на основе данных по суточной нагрузке на очистной забой и количестве дней работы очистного забоя. Для этого используются следующие варианты ввода данных: фактические данные по суточной добыче угля, суточная нагрузка,

получаемая с помощью датчика псевдослучайных чисел по заданному диапазону минимального и максимального уровня добычи, а также вероятности суточных простоев очистного оборудования, средняя суточная нагрузка на очистной забой [91, 131, 308].

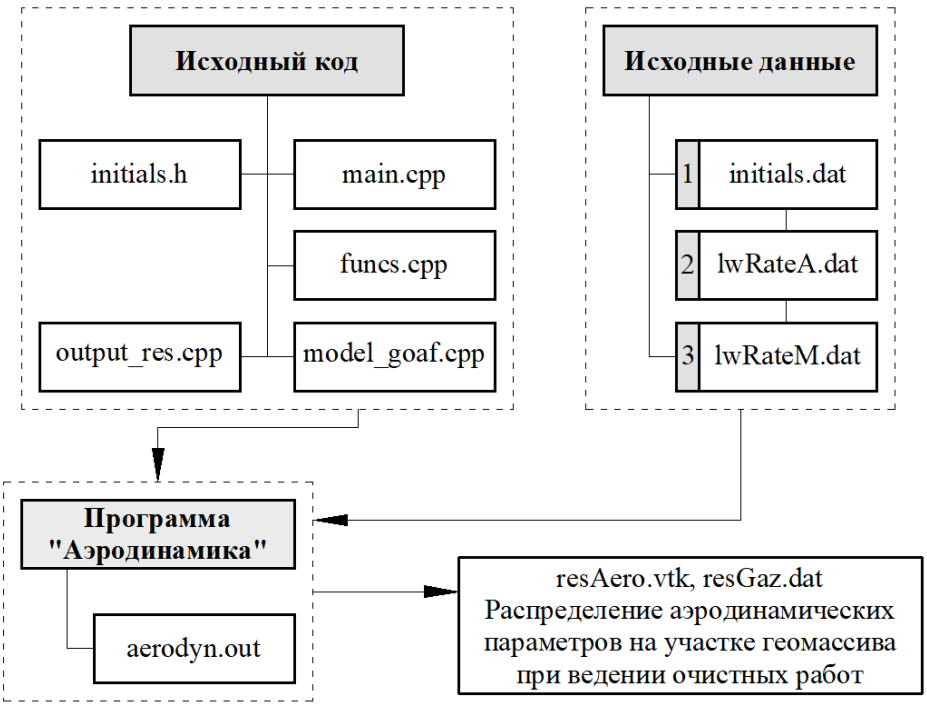


Рисунок 5.18 – Специализированный программный пакет «Аэродинамика»
1-3 – файлы с исходными данными (геометрические параметры, горно-геологические и горнотехнические условия и пр.)

В редактируемых файлах вводятся следующие исходные данные (рисунок 5.18):

- файл 1 (initials.dat) – ввод данных по геометрическим, горно-геологическим параметрам моделируемого объекта (координаты базового узла, длина очистного забоя, вынимаемая мощность, глубина ведения горных работ, ширина призабойного пространства и др.), по работе очистного забоя (средняя суточная нагрузка, минимальное и максимальное значения нагрузки на очистной забой, вероятность суточного простоя оборудования и др.), а также глубине дискретизации расчётной области;

- файл 2 (lwRateA.dat) – при расчёте параметров зоны обрушения с использованием фактических данных по нагрузке на очистной забой в данный

файл вносятся соответствующие данные за каждый день отработки выемочного столба;

- файл 3 (lwRateM.dat) – данный файл формируется автоматически при моделировании с помощью датчика псевдослучайных чисел суточной нагрузки на очистной забой в диапазоне минимальной и максимальной величин, а также вероятности суточного простоя оборудования.

Концептуальная схема построения моделей для исследования геомеханических процессов и оценки аэродинамических параметров зоны обрушения в процессе отработки выемочного столба в трёхмерной постановке задачи приведена на рисунок 5.19, на котором также обозначены поставленные краевые условия. Расчётная область разбивается на непересекающиеся элементарные объёмы – гексаэдры. Трёхмерная разностная сетка состоит из $\frac{l_{\text{вп}}+w_{\text{огр}}+w_{\text{о.з}}}{l_{hex.x}} \times \frac{l_{\text{о.з}}}{l_{hex.y}} \times \frac{m_{\text{в}}+m_{\text{сл}}}{l_{hex.z}}$ гексаэдров.

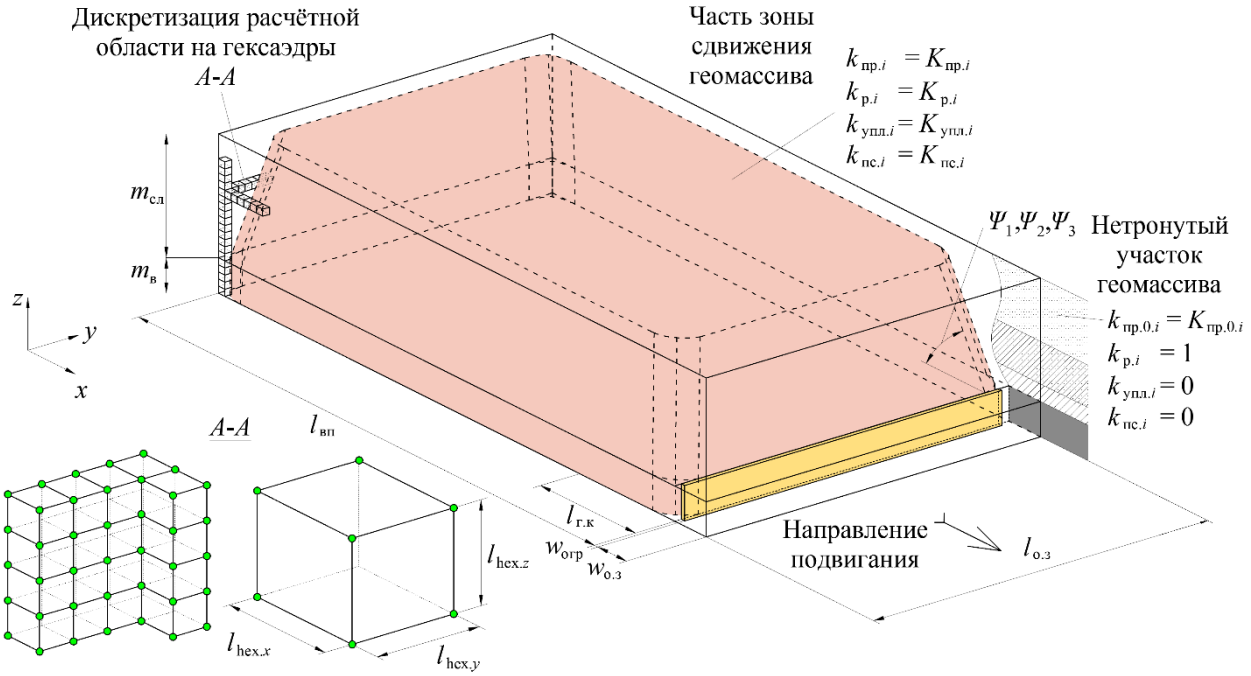


Рисунок 5.19 – Концептуальная схема модели участка геомассива, схема дискретизации на гексаэдры и краевые условия

Использованы следующие обозначения: $l_{\text{hex}.x}$, $l_{\text{hex}.y}$, $l_{\text{hex}.z}$ – размеры гексаэдра по трём измерениям; $w_{\text{огр}}$ – моделируемая толщина секций механизиро-

ванной крепи; $w_{о.з}$ – ширина очистного забоя; $l_{г.к}$ – длина участка ВП, на котором оценивается объём газового коллектора; $l_{вп}$ – длина ВП; $m_в$ – вынимаемая мощность пласта; $m_{сл}$ – мощность слоёв кровли моделируемого участка геомассива; $l_{о.з}$ – длина очистного забоя; ψ_1, ψ_2, ψ_3 – внутренние углы полных сдвижений, град; $k_{пр}$ – коэффициент проницаемости в деформированной среде; $k_р$ – коэффициент разрыхления; $k_{упл}$ – коэффициент уплотнения; $k_{пс}$ – коэффициент пустотности; $k_{пр.0}$ – коэффициент проницаемости при отсутствии деформации (нетронутый массив).

5.4 Обработка результатов численного моделирования

С использованием программы «Аэродинамика» рассчитаны значения проницаемости при максимальных значениях коэффициента $k_р$ (после обрушения и при соотношении $h_{св}/m_{обр.сл} \geq 2{,}5$) и минимальных их значениях (в «куполах» зоны обрушения и после завершения активной стадии сдвижения) для исходной пористости пород нетронутого геомассива $m_{п.0}$ в диапазоне от 1,0 до 10,0 % (таблица 5.2). Настройка моделей реализована на основе экспериментальных данных, полученных ранее другими исследователями, сбор, анализ и обработка которых выполнен в п. 2.1.5 «Методика и результаты обработки данных по проницаемости обрушенных, дезинтегрированных и уплотнённых пород в зоне обрушения».

Таблица 5.2 – Диапазоны значений проницаемости обрушенных, дезинтегрированных, разрыхленных и уплотнённых пород кровли [312]

Значение максимального коэффициента разрыхления $k_{р.max}$, доли ед.	Проницаемость обрушенных и дезинтегрированных пород $k_{пр.Д}$, Д	
	без уплотнения (после обрушения)	с уплотнением (после завершения активной стадии сдвижения геомассива)
1,8	1023-1142	8,8-22,2
2,0	1308-1429	15,6-33,5
2,1	1431-1551	19,9-40,2

Величина проницаемости в «куполах» зоны обрушения находится в диапазоне 2,15-8,19 Д (0,05-1,62 Д), а в нижней части зоны трещин и разломов –

0,39-3,38 Д (0,01-1,14 Д) [312]. Здесь в скобках также указаны значения проницаемости после завершения активной стадии сдвижения геомассива.

По результатам моделирования для условий пяти шахт Кузнецкого бассейна получены графики по распределению коэффициентов разрыхления (без учёта уплотнения и с уплотнением пород), а также проницаемости среды зоны обрушения, приведённые на рисунке 5.20. На рисунке 5.21 изображён общий вид в пространстве сформировавшейся зоны обрушения для условий в/у 16-17 шахты «Абашевская» и в/у 3-1-9 шахтоучастка «Сибиргинский» (один из результатов работы программы «Аэродинамика»).

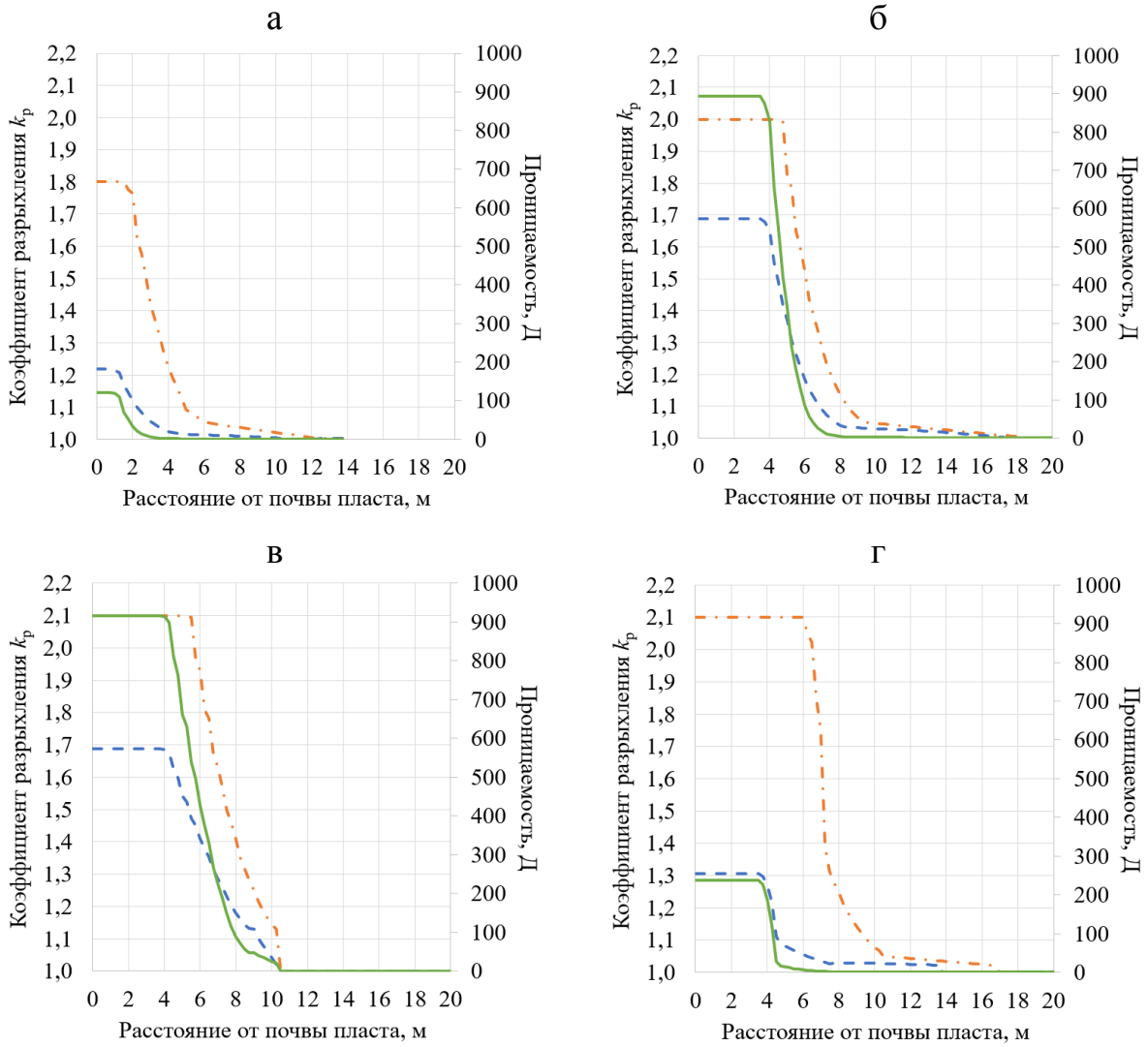
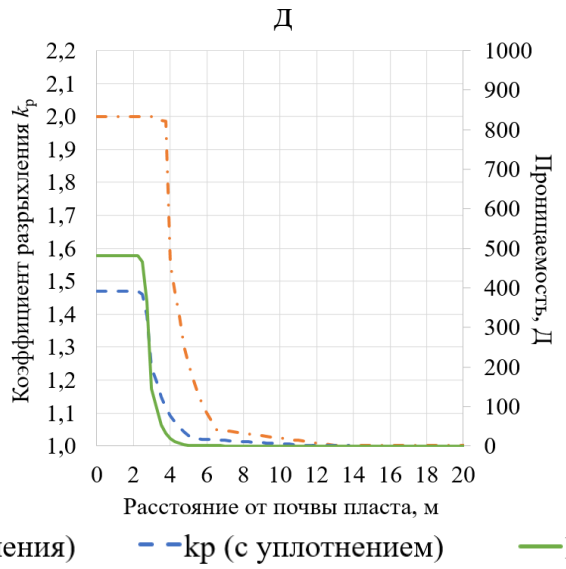


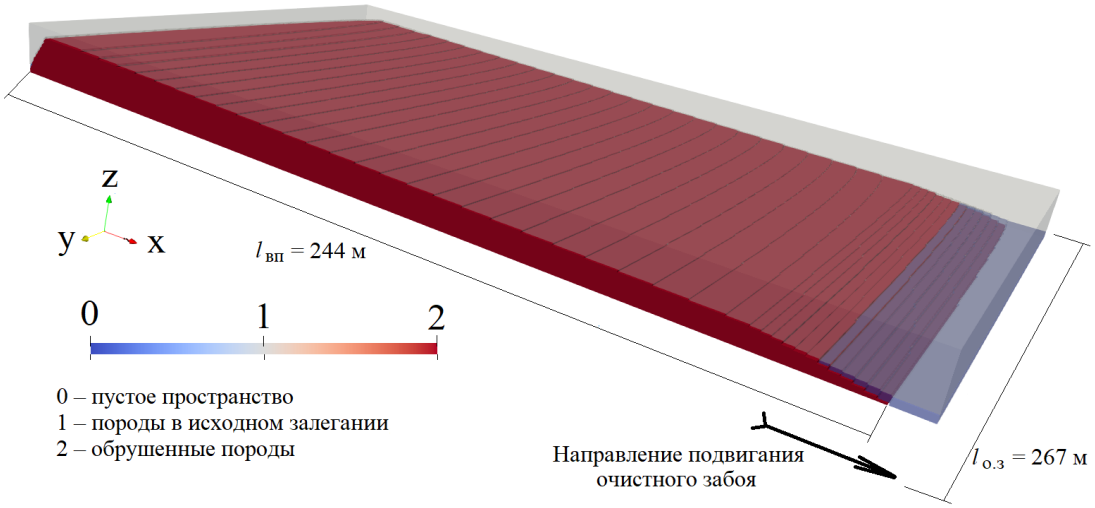
Рисунок 5.20 – Изменение коэффициента разрыхления и проницаемости обрушенных пород по высоте зоны обрушения (начало)



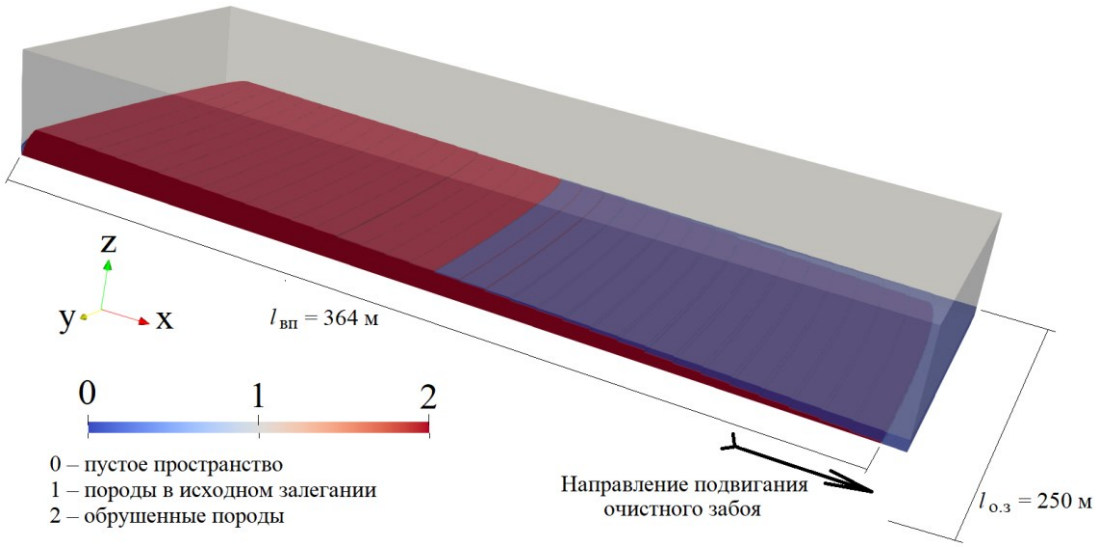
а – в/у 16-17; б – в/у 1-1-5-6 бис; в – в/у 3-1-9; г – в/у 823; д – в/у 29-30

Рисунок 5.20 – Изменение коэффициента разрыхления и проницаемости обрушенных пород по высоте зоны обрушения (окончание)

а



б



а – для условий в/у 16-17; б – для условий в/у 3-1-9

Рисунок 5.21 – Общий вид сформировавшейся зоны обрушения (разрез по плоскости, проведённой по центру в/у вдоль линии движения забоя)

Данные, приведённые на рисунке 5.20, получены для линии, проведённой по нормали от почвы ВП в сторону верхней границы расчётной области. Линия расположена в 40 м от задней стенки по центру монтажной камеры. Полученные значения соответствуют следующими условиям:

- в/у 16-17 – длина ВП – 975 м, время с начала отработки – 200 сут;
- в/у 1-1-5-6 бис – длина ВП – 536 м, время с начала отработки – 167 сут;
- в/у 3-1-9 – длина ВП – 364 м, время с начала отработки – 150 сут;
- в/у 823 – длина ВП – 653 м, время с начала отработки – 60 сут;
- в/у 29-30 – длина ВП – 617 м, время с начала отработки – 100 сут.

Расчёты выполнены с использованием данных о фактической нагрузке на очистной забой с учётом суточных простоев добычного оборудования.

На рисунках 5.22-5.26 приведено полученное распределение коэффициентов проницаемости (а) и разрыхления с учётом уплотнения (б) у почвы выработанного пространства вдоль главного сечения зоны сдвижения по линии движения очистного забоя для условий рассматриваемых шахт Кузнецкого бассейна. Изменение указанных параметров рассмотрено у почвы ВП. Использованы следующие обозначения: 1 – очистный забой; 2 – направление подвигания забоя; $k_{\text{пр.д}}$ – проницаемость обрушенных, дезинтегрированных и уплотнённых пород; $l_{\text{о.з}}$ – длина очистного забоя; $k_{\text{р}}$ – коэффициент разрыхления. Общая для рисунков 5.22-5.26 цветовая схема приведена на рисунке 5.27. Расстояние между изолиниями по длине ВП отражает динамику подвигания очистного забоя в течение отработки выемочного столба. Ось абсцисс (x) здесь соответствует длине ВП, м.

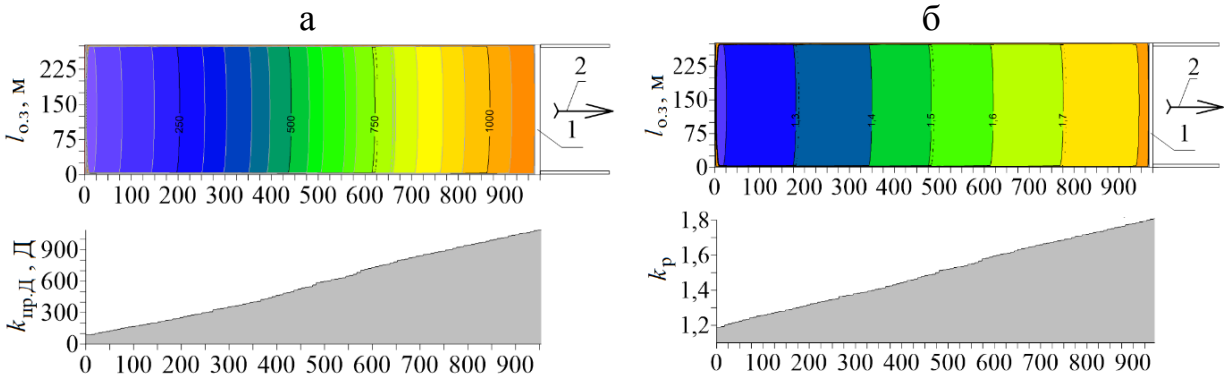


Рисунок 5.22 – Условия выемочного участка 16-17 шахты «Абашевская»

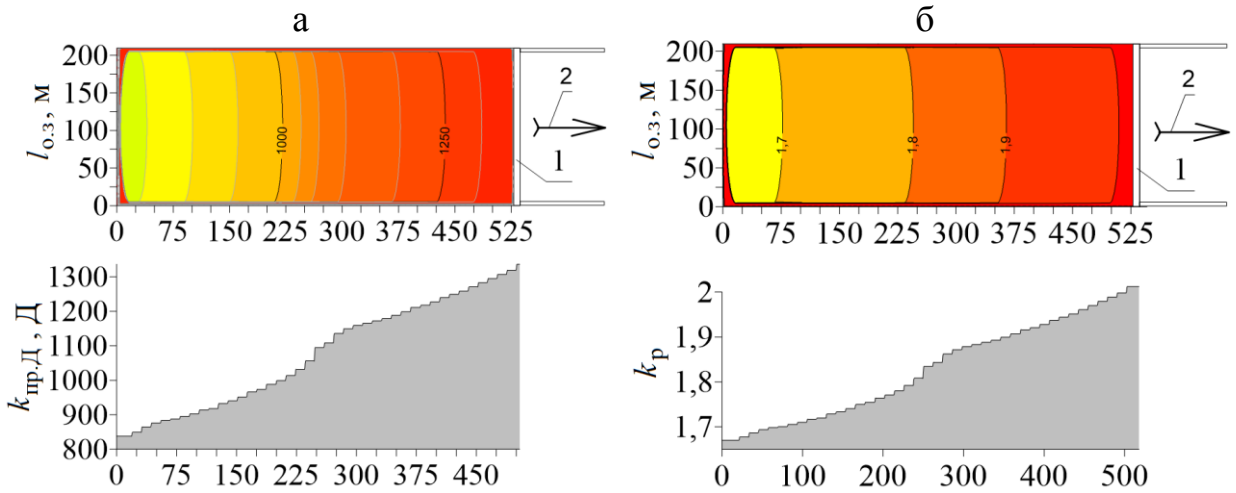


Рисунок 5.23 – Условия выемочного участка 1-1-5-6 бис шахты «Осинниковская»

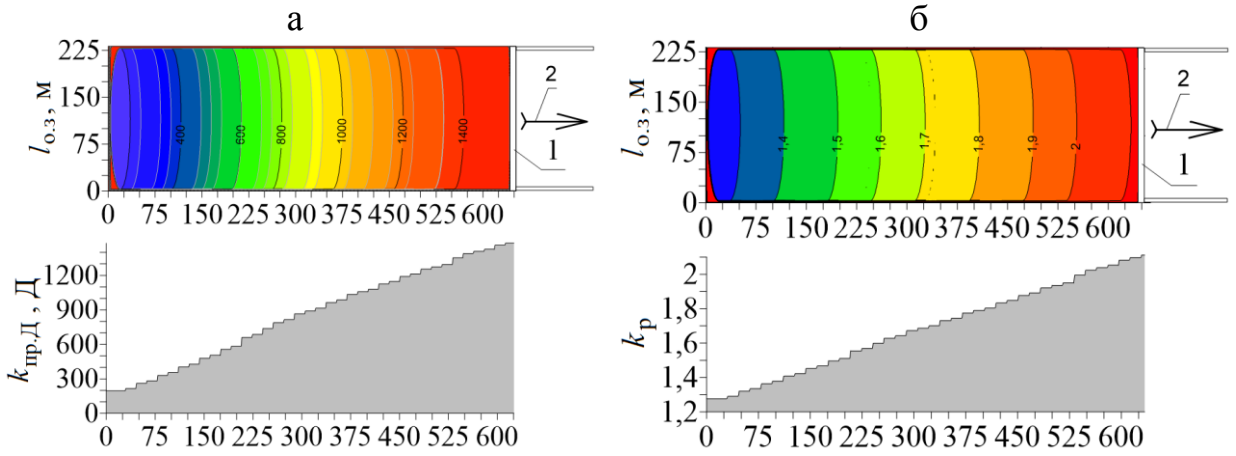


Рисунок 5.24 – Условия выемочного участка 823 шахты «Листвяжная»

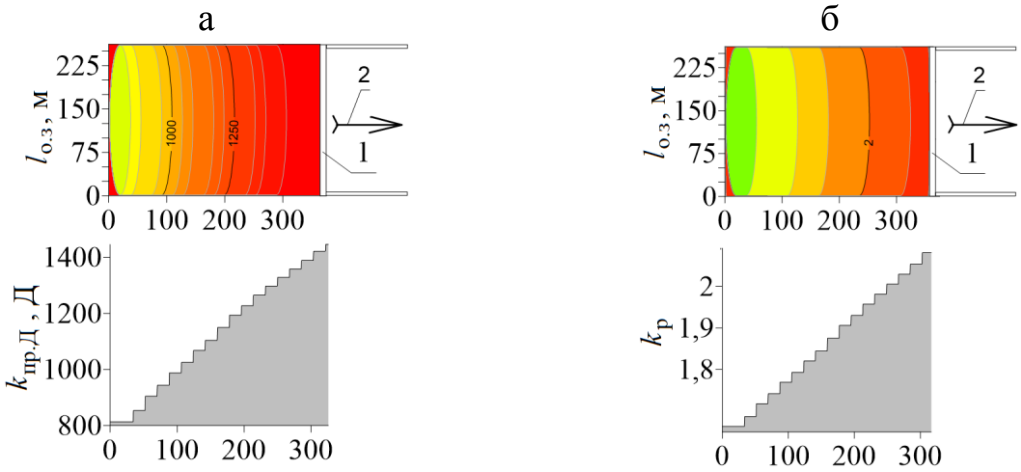


Рисунок 5.25 – Условия выемочного участка 3-1-9 шахтоучастка «Сибиргинский»

На рисунке 5.28 приведены полученные по результатам моделирования формы и размеры закрепного пространства и газового коллектора в зоне обрушения для условий рассматриваемых в/у пяти угольных шахт, а на рисунке 5.29 – графики динамики объёмов, которые демонстрируют физический процесс осцилляции значений свободной мощности при посадке пород основной кровли. Использованы следующие обозначения: $l_{з.п}$, $l_{г.к}$ – протяжённость, соответственно, закрепного пространства и газового коллектора вглубь выработанного пространства, м; $\Delta V_{г.к}$, $\Delta V_{з.пр}$ – изменение объёма, соответственно, газового коллектора и закрепного пространства при периодических процессах зависания и обрушения консолей кровли, м^3; $\Delta V_{общ}$ – изменение общего объёма пустоты в зоне обрушения в непосредственной близости от очистного забоя, м^3; $V_{о.з}$ – объём очистного забоя, м^3. Амплитуда изменения объёма газового коллектора (графики на рисунке 5.29) определяет объёмы метана, которые могут быть вытеснены при его накоплении в застойных зонах в действующие выработки выемочного участка.

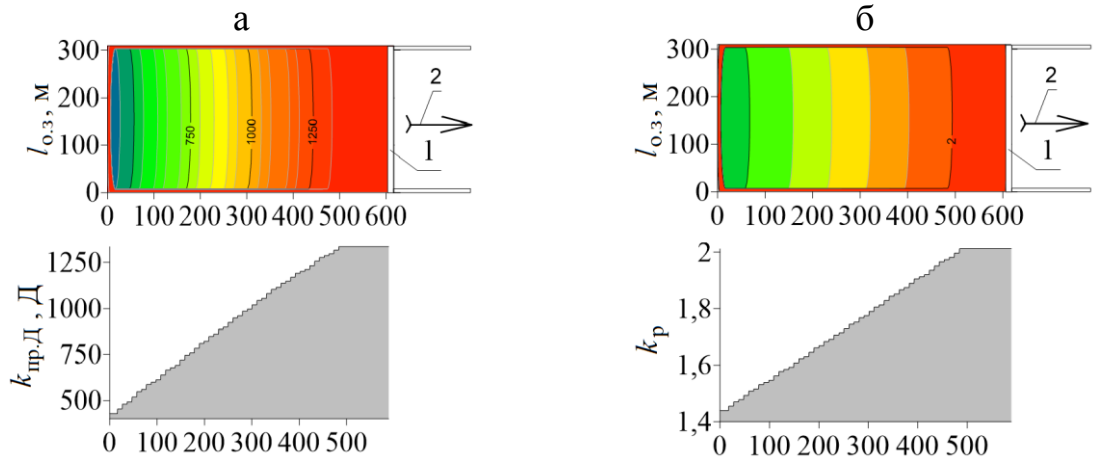
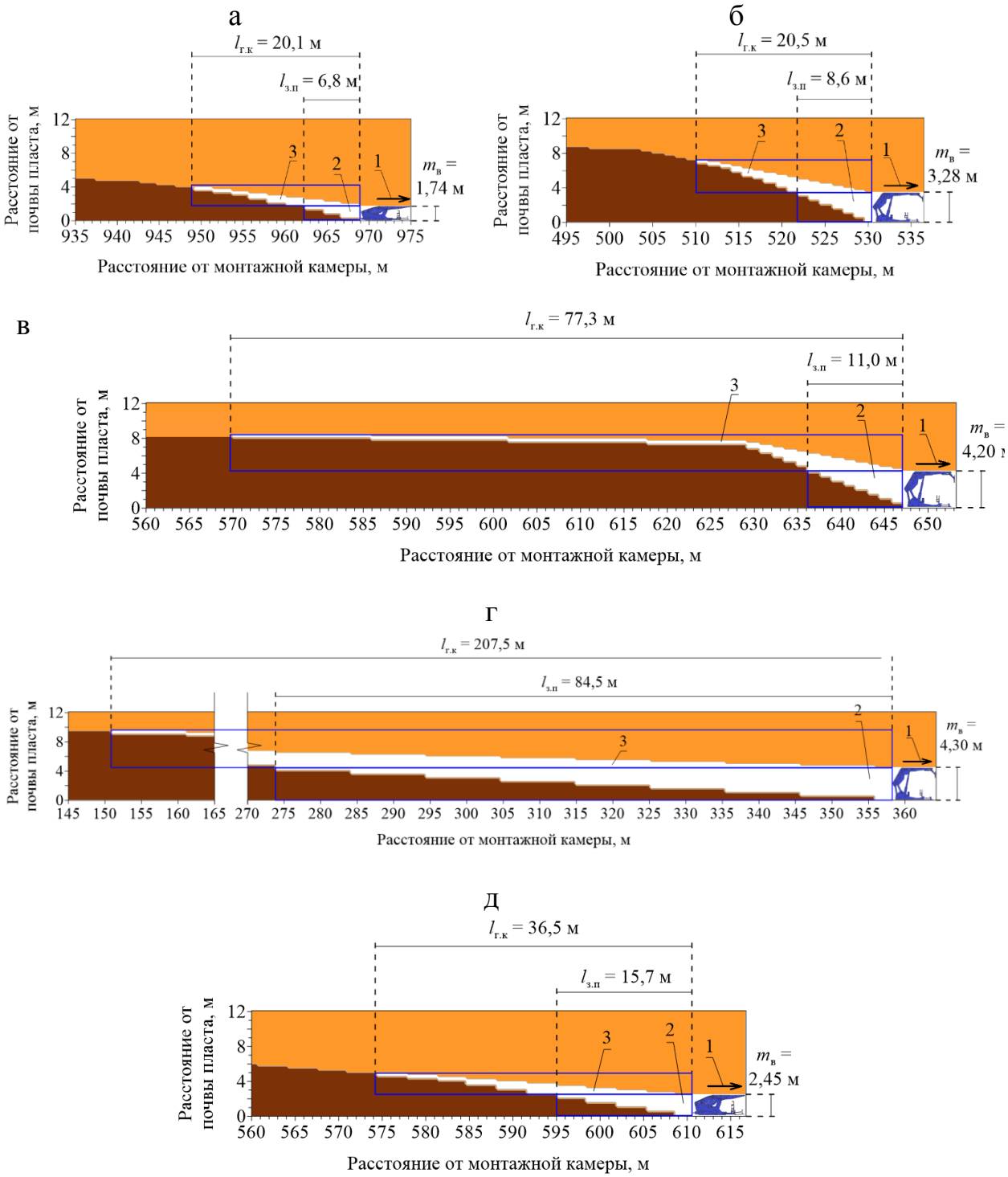


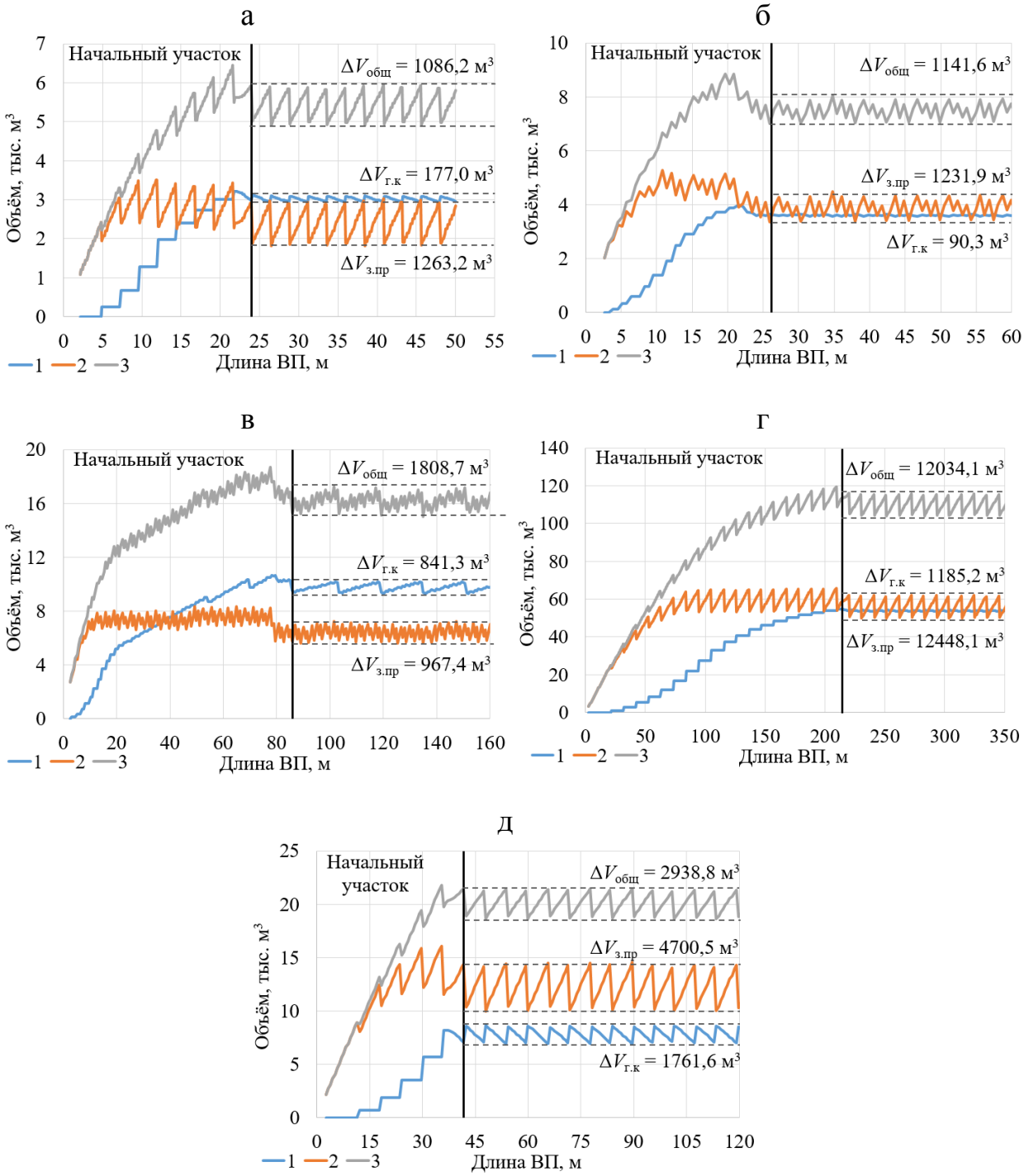
Рисунок 5.26 – Условия выемочного участка 29-30 шахты «Есаульская»

Рисунок 5.27 – Цветовая схема к рисункам 5.22-5.26



а – выемочный участок 16-17; б – выемочный участок 1-1-5-6 бис;
в – выемочный участок 823; г – выемочный участок 3-1-9;
д – выемочный участок 29-30

Рисунок 5.28 – Формы и размеры закрепного пространства и газового коллектора в зоне обрушения



а – выемочный участок 16-17; б – выемочный участок 1-1-5-6 бис;
в – выемочный участок 823; г – выемочный участок 3-1-9;
д – выемочный участок 29-30
1 – газовый коллектор; 2 – закрепное пространство; 3 – суммарный объём

Рисунок 5.29 – Динамика объёмов газового коллектора
и закрепного пространства

На рисунке 5.29 использованы обозначения: $\Delta V_{г.к}$, $\Delta V_{з.пр}$ – изменение объёма, соответственно, газового коллектора и закрепного пространства при периодических процессах зависания и обрушения консолей кровли, м^3;

$\Delta V_{об}$ – изменение общего объёма пустоты в зоне обрушения в непосредственной близости от очистного забоя, м^3.

Установлено, что форма и размеры закрепного пространства и газового коллектора главным образом определяются в зависимости от таких горно-геологических и горнотехнических параметров, как вынимаемая мощность пласта $m_в$, длина очистного забоя $l_{о.з}$, структура, мощность, крепость и трещиноватость пород кровли. При этом, как видно из графиков, приведённых на рисунке 5.29, в работе основной и непосредственной кровли можно выделить два режима: первый – начальный, в котором параметры процессов посадки кровли находятся настраиваются; второй – установившийся. В последнем случае соотношение объёмов закрепного пространства и газового коллектора характеризуется разнонаправленным ступенеобразным изменением: если объём газового коллектора возрастает за счёт того, что отделяются и обрушаются консоли горных пород, то в тоже время объём закрепного пространства уменьшается – при падении фрагменты пород кровли укладываются в него. Таким образом, максимальному объёму газового коллектора соответствует минимальный объём закрепного пространства и наоборот.

Амплитуда изменения объёмов составила для условий:

- в/у 16-17 шахты «Абашевская»: $\Delta V_{г.к}$ = 177,0 м^3; $\Delta V_{з.пр}$ = 1263,2 м^3; $\Delta V_{об}$ = 1086,2 м^3. При объёме очистного забоя $V_{о.з}$ = 2322,9 м^3, доля $\Delta V_{г.к}$ составляет 0,08, а доля $\Delta V_{з.пр}$ – 0,54;

- в/у 1-1-5-6 бис шахты «Осинниковская»: $\Delta V_{г.к}$ = 90,3 м^3; $\Delta V_{з.пр}$ = 1231,9 м^3; $\Delta V_{об}$ = 1141,6 м^3. При объёме очистного забоя $V_{о.з}$ = 3280 м^3, доля $\Delta V_{г.к}$ составляет 0,03, а доля $\Delta V_{з.пр}$ – 0,38;

- в/у 823 шахты «Листвяжная»: $\Delta V_{г.к}$ = 841,3 м^3; $\Delta V_{з.пр}$ = 967,4 м^3; $\Delta V_{об}$ = 1808,7 м^3. При объёме очистного забоя $V_{о.з}$ = 4620 м^3, доля $\Delta V_{г.к}$ составляет 0,18, а доля $\Delta V_{з.пр}$ – 0,21;

- в/у 3-1-9 шахтоучастка «Сибиргинский»: $\Delta V_{г.к}$ = 1185,2 м^3; $\Delta V_{з.пр}$ = 12448,1 м^3; $\Delta V_{об}$ = 12034,1 м^3. При объёме очистного забоя $V_{о.з}$ = 5375 м^3, доля $\Delta V_{г.к}$ составляет 0,22, а доля $\Delta V_{з.пр}$ – 2,32;

в/у 29-30 шахты «Есаульская»: $\Delta V_{г.к}$ = 1761,6 м^3; $\Delta V_{з.пр}$ = 4700,5 м^3; $\Delta V_{об}$ = 2938,8 м^3. При объёме очистного забоя $V_{о.з}$ = 3675 м^3, доля $\Delta V_{г.к}$ составляет 0,48, а доля $\Delta V_{з.пр}$ – 1,28.

Как видно из приведённых значений в зависимости от горно-геологических и горнотехнических параметров объём вытесняемой части газового коллектора может составлять от 3 до 48 % объёма очистного забоя.

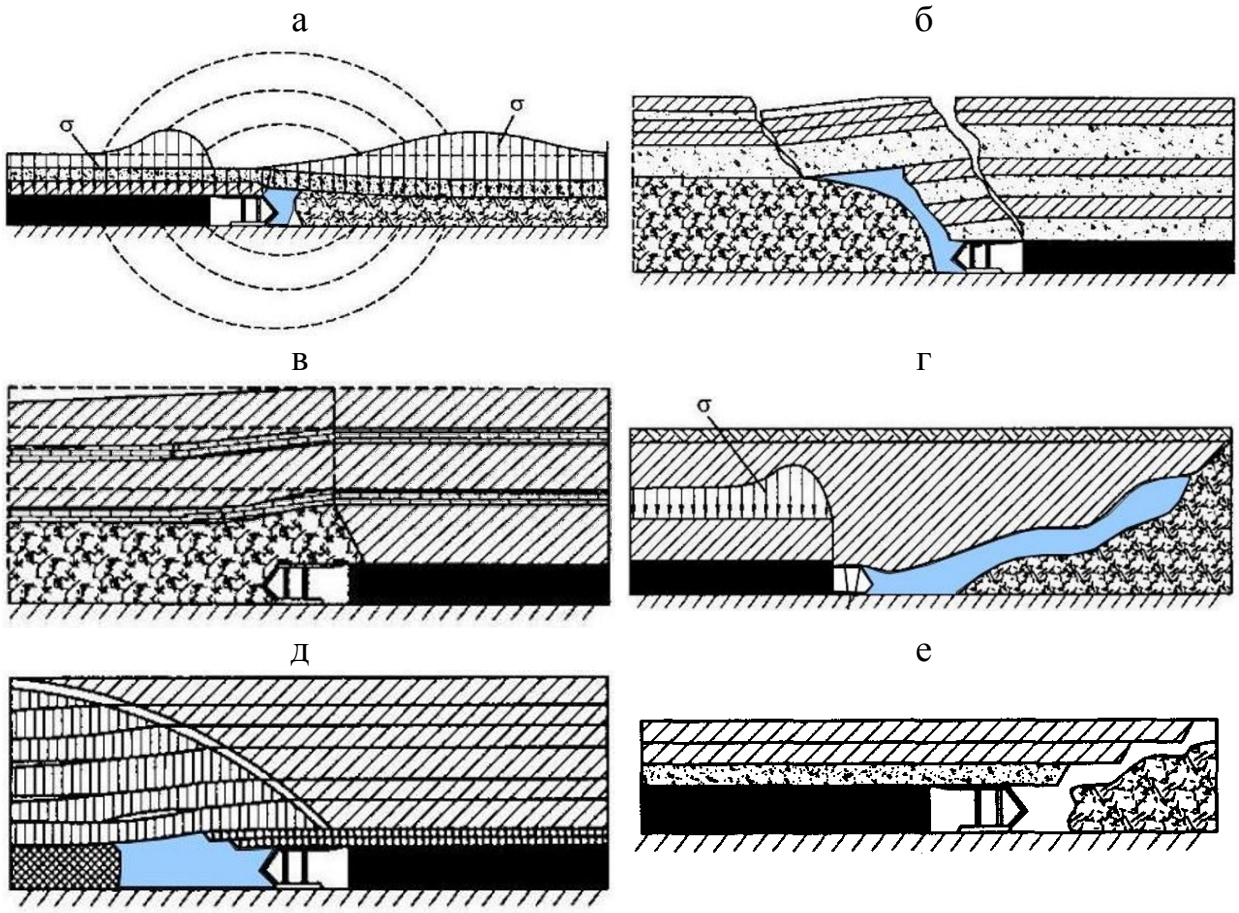
В результате исследований разработана методическая основа оценки аэродинамических параметров закрепного пространства и газового коллектора с учётом их динамики, отличающаяся учётом таких параметров, как неравномерность нагрузки на очистной забой, вынимаемая мощность пласта, длина очистного забоя, структурные особенности кровли.

Полученные результаты в виде аэродинамических параметров зоны обрушения могут быть использованы в качестве исходных данных для моделирования газодинамических процессов на выемочных участках в рамках комплексной системы «горные выработки – зона обрушения – дезинтегрированные породы – источники метанообильности». Это позволит разрабатывать эффективные системы управления газовыделением, что обеспечит безопасность добычи угля и ритмичность работы очистных механизированных забоев.

5.5 Достоверность полученных результатов

На рисунке 5.30 приведены схемы обрушения пород кровли в ВП, полученных ранее другими исследователями. Полученные и приведённые на рисунке 5.28 результаты наиболее соответствуют схеме сдвижения и обрушения пород согласно гипотезе шарнирных блоков Г.Н. Кузнецова.

В таблице 5.3 приведено сравнение рассчитанной высоты зоны обрушения в программе «Аэродинамика» с экспериментальными значениями, полученными во ВНИМИ. Относительная погрешность численного расчёта оценена посредством применения формулы (1.3). Максимальное расхождение не превысило 8,1 %.



а – гипотеза свода В. Риттера и М.М. Протодоъяконова; б – гипотеза балок и плит В.Д. Слесарева и А.А. Борисова; в – гипотеза вращения и призм ПНИУИ; г – гипотеза радиальных сдвижений К.В. Руппенейта; д – гипотеза предварительного растрескивания А. Лабасса; е – гипотеза шарнирных блоков Г.Н. Кузнецова;
синий цвет – пустое пространство в зоне обрушения; σ – напряжения
Рисунок 5.30 – Схемы сдвижения и обрушения пород кровли [288]

Таблица 5.3 – Адекватность полученных результатов

Наименование выемочного участка	Высота зоны обрушения, м		Расхождение δ, %
	Программа «Аэродинамика»	Методика ВНИМИ	
в/у 16-17 шахта «Абашевская»	6,45 (3,71$m_в$)	6,44	0,2
в/у 1-1-5-6 бис шахта «Осинниковская»	9,25 (2,82$m_в$)	9,69	4,8
в/у 3-1-9 шахтоучасток «Сибиргинский»	11,75 (2,73$m_в$)	10,80	8,1
в/у 823 шахта «Листвяжная»	10,50 (2,50$m_в$)	10,73	2,2
в/у 29-30 шахта «Есаульская»	7,75 (3,16$m_в$)	8,18	5,5

Выводы

В данной главе выполнено исследование процессов формирования зоны обрушения при отработке высоконагруженными очистными забоями пологих пластов, по результатам которого обоснованы выводы и получены следующие результаты:

1. Установлено, что существующий подход, основанный на представлении ВП одной интегральной ветвью, является некорректным и даёт неверную качественную и количественную картину о направлениях и объёмах движущегося в зонах обрушения воздуха, а также не учитывает процессы формирования газового коллектора. Подход же, реализуемый на основе допущения о турбулентном режиме фильтрации и представляющий ВП сетью каналов, обосновывается тем, что в пористых средах распределение пустот является беспорядочным, хаотичным и фильтрационные течения характеризуются всегда нерегулярными перемещениями частиц. Но он даёт неполную информацию о формировании газового коллектора, как пустоты в куполах зоны обрушения, в виду отсутствия учёта динамики параметров геомеханических процессов. Согласно исследованиям Л.А. Пучкова и Н.О. Калединой, около 58 % воздушных потоков в ВП характеризуются переходными режимами фильтрации, тогда как линейной фильтрации соответствует 24 %, турбулентной – 18 %.

2. Выполнено исследование процессов формирования зоны обрушения при отработке пологих пластов с использованием программы «Геомеханика» (кафедра Геотехнологии, СибГИУ). Установлены шаги обрушения слоёв кровли в ВП. Подтверждено, что обрушение пород кровли может происходить в форме сводообразования. В этом случае плита не обрушается на полную мощность, а происходит её постепенное расслоение, которое сопровождается развитием многочисленных макро- и микротрещин. Размеры обрушающихся блоков зависят от строения подрабатываемого массива и распределения в нём структурных ослаблений (системы трещин, плоскости напластования).

3. Разработан дополнительный модуль «Аэродинамика», интегрированный в программу «Геомеханика», с реализацией в ней разработанной математической модели процессов обрушения, дезинтегрирования, разрыхления и уплотнения пород. Выполнена оценка возможности использования полученных в модуле «Аэродинамика» данных (условия выемочного участка 16-17 шахты «Абашевская») для расчёта параметров фильтрационных потоков в зоне обрушения и влияния на них технологических решений по подготовке выемочных столбов.

4. В развитие программного модуля «Аэродинамика», интегрированного в комплекс «Геомеханика», для решения задач исследования выполнена разработка и адаптация самостоятельного специализированного программного пакета по оценке трёхмерного распределения в пространстве и времени геомеханических и аэродинамических параметров зоны обрушения в процессе отработки выемочного столба. Реализация программы позволяет выполнять расчёты шагов обрушения пород кровли, их разрыхление, уплотнение, проницаемость и макрошероховатость, а также объёмов формирующегося свободного пространства в куполах обрушения.

5. Выполнено исследование процессов формирования зоны обрушения. Разработана методическая основа оценки аэродинамических параметров закрепного пространства и газового коллектора с учётом их динамики, отличающаяся учётом таких параметров, как неравномерность нагрузки на очистной забой, вынимаемая мощность пласта, длина очистного забоя, структурные особенности кровли.

6. Установлено, что проницаемость $k_{\text{пр.Д}}$ техногенно сформированного участка дезинтегрированного геомассива при исходной пористости пород от 1,0 до 10,0 % в зоне обрушения составляет: при максимальном коэффициенте разрыхления $k_{\text{р.max}} = 1{,}8 - k_{\text{пр.Д}}$ от 8,8-22,2 Д до 1020-1140 Д; при $k_{\text{р.max}} = 2{,}0 - k_{\text{пр.Д}}$ от 15,6-33,5 Д до 1310-1430 Д; при $k_{\text{р.max}} = 2{,}1 - k_{\text{пр.Д}}$ от 19,9-40,2 Д

до 1430-1550 Д. Значения проницаемости $k_{пр.Д}$ в куполах зоны обрушения составляют от 0,05-1,62 Д до 2,15-8,19 Д, а на участке зоны трещин и разломов, примыкающем к зоне обрушения, от 0,01-1,14 Д до 0,39-3,38 Д.

7. По результатам моделирования для горно-геологических и горнотехнических условий пяти шахт Кузнецкого бассейна получены: графики по распределению коэффициентов разрыхления (без учёта уплотнения и с уплотнением пород), проницаемости среды зоны обрушения, формы и размеры закрепного пространства и газового коллектора в зоне обрушения, динамика объёмов газового коллектора и закрепного пространства.

8. Установлено, что форма и размеры закрепного пространства и газового коллектора определяются в зависимости от горно-геологических и горнотехнических параметров, таких как вынимаемая мощностью пласта $m_в$, длина очистного забоя $l_{о.з}$, структурой, мощностью, крепостью и трещиноватостью пород кровли. При этом режим работы основной и непосредственной кровли можно разделить на два этапа: первый этап начальный, в котором параметры процессов посадки кровли находятся в настраивающемся режиме; второй – установившийся режим.

9. В установившемся режиме соотношение объёмов закрепного пространства и газового коллектора характеризуется обратно пропорциональной зависимостью – максимальному объёму газового коллектора соответствует минимальный объём закрепного пространства и наоборот.

10. Установлено, что значения объёмов газового коллектора находятся в зависимости от процессов обрушения пород кровли. Амплитуда изменения объёма газового коллектора определяет дополнительные объёмы метана, вытесняемого в действующие выработки выемочного участка. В зависимости от горно-геологических и горнотехнических параметров данный объём может составлять от 3 до 48 % объёма очистного забоя.

11. Полученные результаты в виде аэродинамических параметров зоны обрушения могут быть использованы в качестве исходных данных для моде-

лирования газодинамических процессов на выемочных участках в рамках совместного учёта элементов системы «горные выработки – зона обрушения – дезинтегрированные породы – источники метанообильности».

12. Полученные по результатам моделирования формы и размеры закрепного пространства и газового коллектора в зоне обрушения для условий рассматриваемых выемочных участков пяти угольных шахт наиболее соответствуют схеме сдвижения и обрушения пород согласно гипотезе шарнирных блоков Г.Н. Кузнецова. Расхождение полученных в программе «Аэродинамика» значений высоты зоны обрушения с экспериментальными значениями ВНИМИ не превысило 8,1 %.

6 РАЗРАБОТКА МЕТОДОЛОГИИ УПРАВЛЕНИЯ ГАЗОВЫДЕЛЕНИЕМ НА ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКАХ

6.1 Управление газовыделением средствами вентиляции и дегазации

Основным мероприятием по предотвращению опасных скоплений метана является вентиляция, которая считается эффективной, если по всей сети действующих выработок шахты поддерживаются допустимые концентрации метана по объёму. Но её возможности на большинстве действующих шахт ограничены. Одной из причин этого является наличие большого количества поддерживаемых выработок с расходом воздуха по ним, значительно превышающим нормативный. Зачастую на основные объекты проветривания, в частности выемочные участки, поступает не более 30 % от подаваемого в шахту воздуха. С учётом возможностей вентиляции, как было отмечено в п.1.2.1 «Анализ существующих схем проветривания и способов дегазации при отработке выемочных столбов механизированными комплексами», высокая производительность очистных забоев достижима только при газоносности угольных пластов не более 6-8 $м^3$/т. При больших нагрузках на очистной забой и высокой природной газоносности пластов поддерживать содержание метана в выработках одними средствами вентиляции становится невозможно [284]. В данном случае эффективность управления газовыделением в угольных шахтах зависит от выбора рациональных схем и способов дегазации.

Согласно федеральным нормам и правилам в области промышленной безопасности дегазация обязательна, если [4, 5]:

- работами по вентиляции невозможно обеспечить содержание взрывоопасных газов (метана) в рудничной атмосфере действующих горных выработок шахты в размере до 1 %;

- природная метаноносность пласта превышает 13 $м^3$/т с.б.м. и работами по вентиляции невозможно обеспечить содержание метана в исходящей струе очистной горной выработки менее 1 %;

- концентрация метана в газопроводах и газодренажных выработках превышает 3,5% (дегазация ВП).

Разработано и используется большое количество способов и технологических схем искусственной дегазации. Они классифицируются в зависимости от источника метановыделения (рисунок 6.1), а также стадии разработки месторождения (рисунок 6.2). В зависимости от прогноза интенсивности метановыделения применяются один или несколько способов или схем дегазации одного или нескольких источников газовыделения (комплексная дегазация). Комплексная дегазация применяется в тех случаях, когда с помощью одного способа не удаётся снизить содержание метана в рудничном воздухе до нормативных значений. При этом применяются дегазационные скважины, пробуренные из подземных горных выработок или с дневной поверхности.

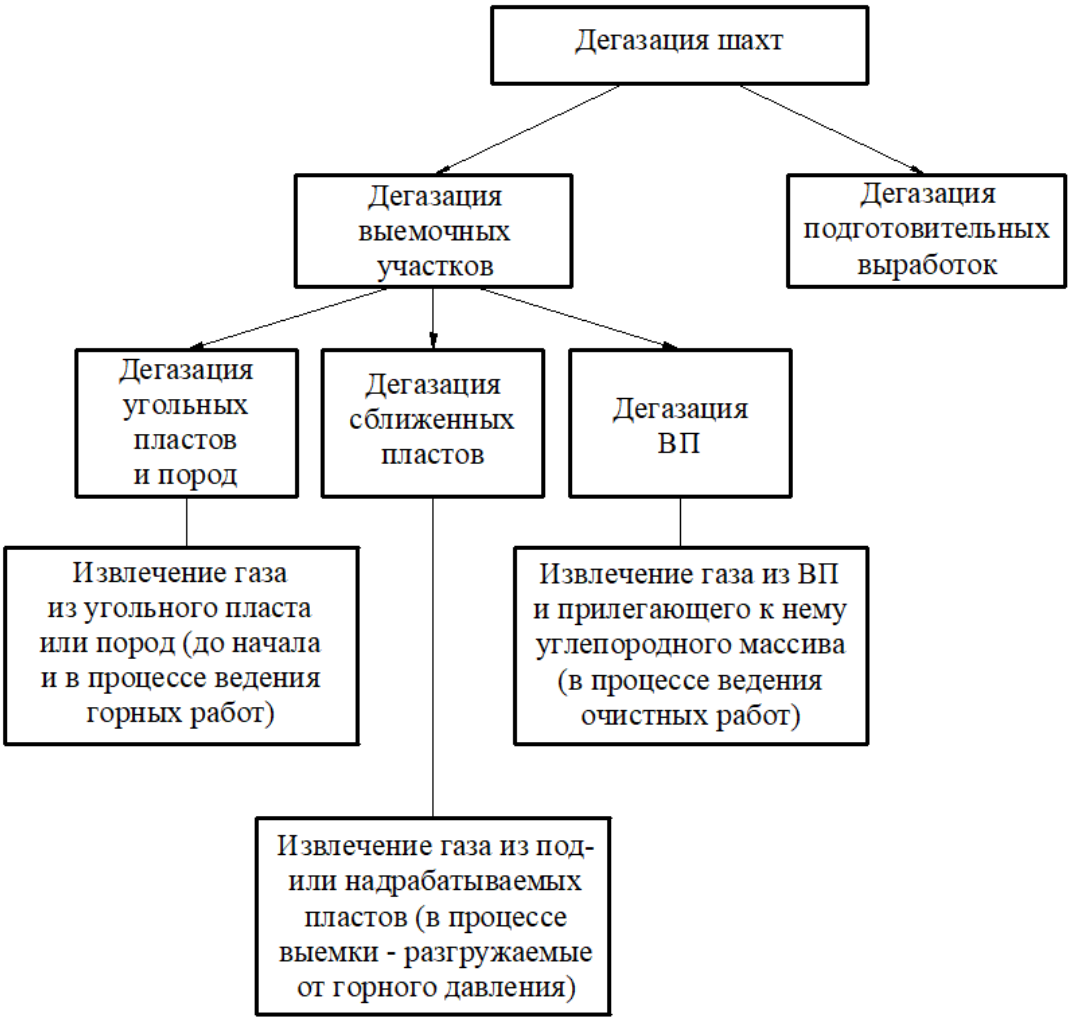


Рисунок 6.1 – Виды дегазации в зависимости от источника дебита метана [4, 5, 284]

Рисунок 6.2 – Виды дегазации в зависимости от стадии разработки месторождений полезных ископаемых [4, 5, 284]

Для снижения газообильности шахт применяются различные способы и средства дегазации основных источников газовыделения. Например, в пределах выемочного участка – это разрабатываемый пласт, сближенные под- и надрабатываемые пласты-спутники, газосодержащие породы и ВП.

Заблаговременная дегазация в настоящее время не получила широкого применения в виду её низкой фактической эффективности. При этом наибольшее распространение приобрела предварительная дегазация выемочных столбов, но её эффективность также является низкой. Рассмотрено её применение в горно-геологических и горнотехнических условиях выемочного участка 16-17 шахты «Абашевская» (п. 2.1.2 «Выбор и обоснование объектов исследования геомеханических и аэрогазодинамических процессов на выемочном участке»). Дегазация разрабатываемого пласта осуществлялась одиночными скважинами, параллельными очистному забою, пробуренными из ниш конвейерного штрека. Длина скважин – 252 м. Расстояние между скважинами – 10 м. Диаметр скважин – 100 мм.

Для обеспечения плановой нагрузки на очистной забой, согласно проектной горнотехнической документации горнодобывающего предприятия, необходимо каптировать из пласта угля 5,73 м^3/мин метана. Соответственно, в постоянной эксплуатации должно находиться не менее 39 скважин. Дебит МВС на конвейерном штреке с учётом нормативных подсосов должен состав-

лять 7,67 м^3/мин. Концентрация метана в смеси газов в скважине и в дегазационном трубопроводе – 74,7 %. Фактическая длина скважин показана на фрагменте плана горных выработок, приведённом на рисунке 6.3.

Фактические данные по ряду скважин приведены в таблице 6.1. Как видно из результатов замеров, концентрация и дебит метана по всем скважинам значительно ниже проектных значений. При проектной суточной нагрузке на очистной забой 6500 т средняя фактическая нагрузка составила 2600 т/сут.

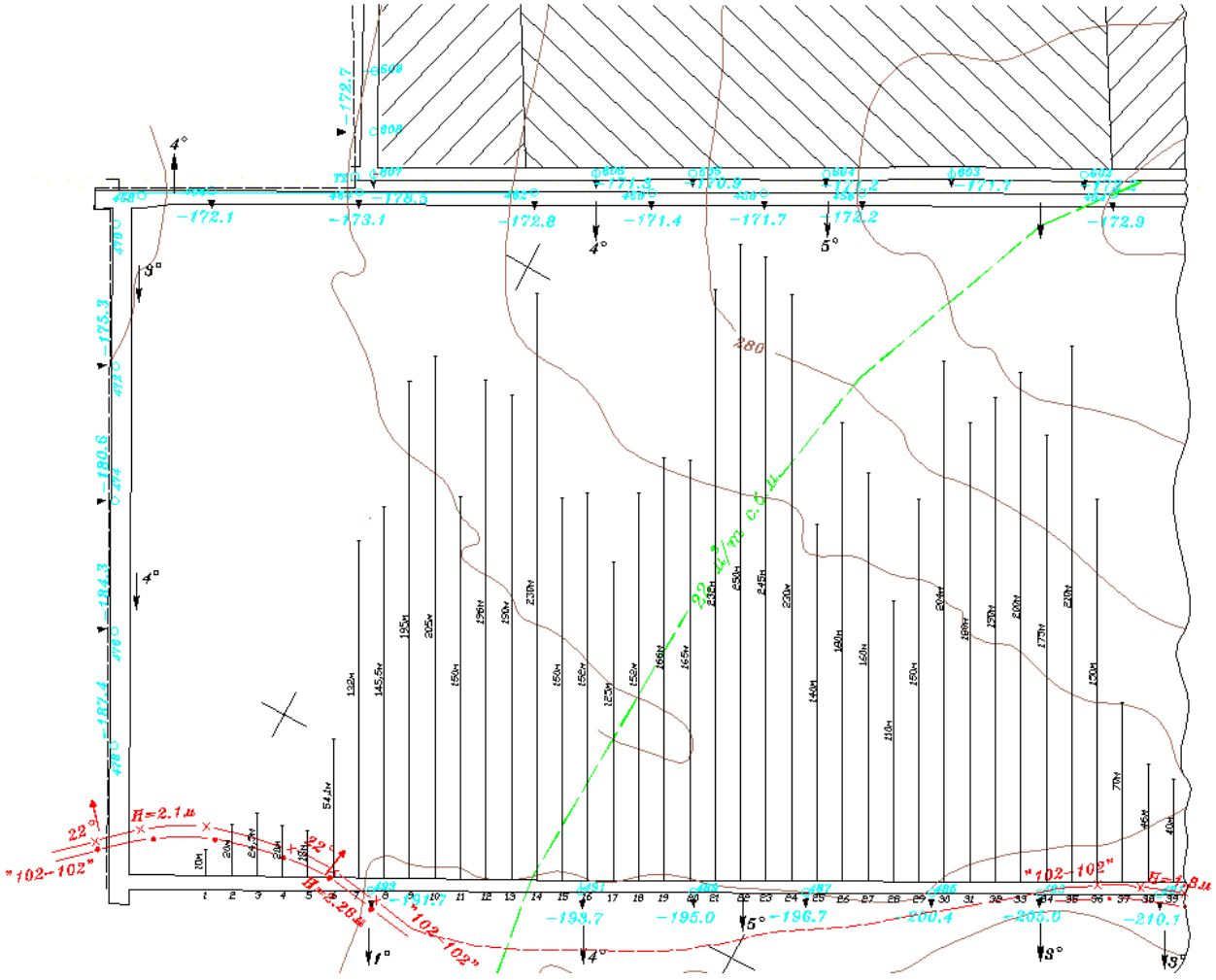


Рисунок 6.3 – Фактическая длина 39 скважин на выемочном участке, находящихся в одновременной эксплуатации

Таблица 6.1 – Фактические данные по скважинам

Номер скважины	Разрежение или давление в газопроводе у скважины, мм вод. ст.	Концентрация метана, %	Дебит МВС, м^3/мин	Дебит метана, м^3/мин
22	948-905	11-4	0,09-0,025	0,009-0,001
24	958-933	15-9	0,13-0,07	0,019-0,0063

Окончание таблицы 6.1

35	877-473	63-18	0,42-0,16	0,264-0,028
36	880-475	61-23	0,41-0,21	0,26-0,048
37	882-478	62-17	0,42-0,15	0,26-0,025
38	885-480	52-15	0,35-0,14	0,182-0,019
39	889-483	60-17	0,40-0,15	0,24-0,025

Для обеспечения нормативного уровня безопасности ведения горных работ, обеспечения ритмичности работы очистных забоев и поддержания высоких нагрузок на них эффективность дегазации на выемочных участках должна составлять не менее 50-60 % от их газового баланса. Возможным направлением повышения эффективности дегазации является дегазация зон обрушения (ВП). Для этого необходимо выполнять моделирование геомеханических и газодинамических процессов на выемочном участке с учётом конкретных горно-геологических и горнотехнических условий с добавлением в моделируемую систему дебитов метана в зависимости от нагрузки на очистной забой. Дебиты метана при этом предлагается оценивать с использованием разработанной программы «Вентиляция выемочных участков» (2.1.4 «Методика и результаты обработки данных систем аэрогазового контроля. Влияние газового коллектора на аэрогазодинамику участка»). Способ интегрирования модели зоны обрушения в модель ШВС с учётом разработанного в исследовании подхода приведён на рисунке 6.4.

6.2 Исследование воздухораспределения на выемочных участках при различных схемах проветривания с изолированным отводом

С использованием C++-библиотеки OpenFOAM выполнено численное исследование процессов воздухораспределения на выемочных участках с учётом зоны обрушения, как части ШВС. Использованы три схемы проветривания, приведённые в рекомендациях [7], с изолированным отводом МВС по примыкающему к очистному забою участку ВП, ограниченному участку ВП между очистным забоем и отстающей сбойкой, а также неограниченной части ВП. В качестве исходных горно-геологических и горнотехнических па-

раметров приняты типовые условия шахт Кузнецкого бассейна. Распределение аэродинамических параметров (проницаемость k, м^2, и макрошероховатость l, м) получены с использованием программы «Аэродинамика».

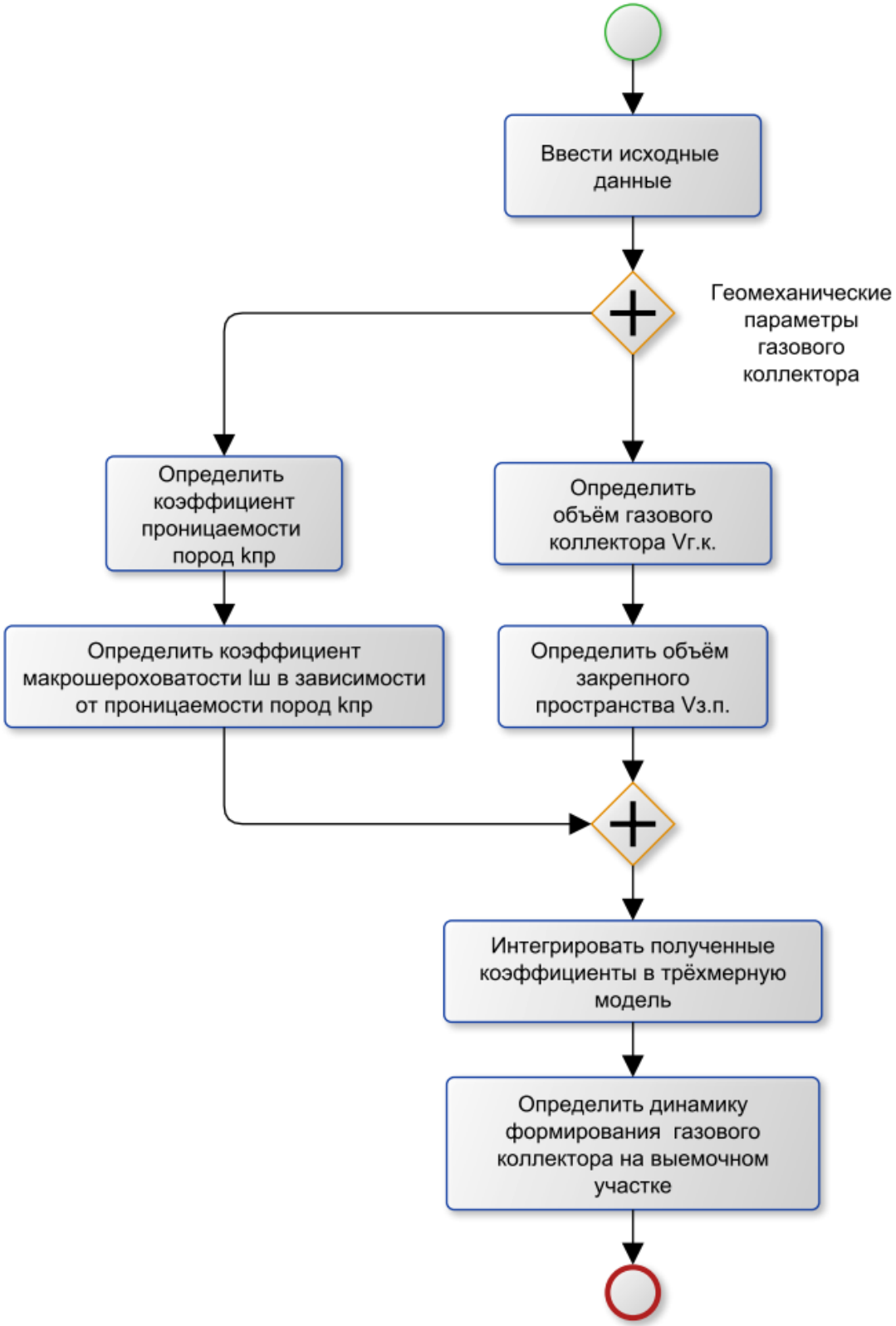


Рисунок 6.4 – Способ интегрирования модели зоны обрушения в модель ШВС

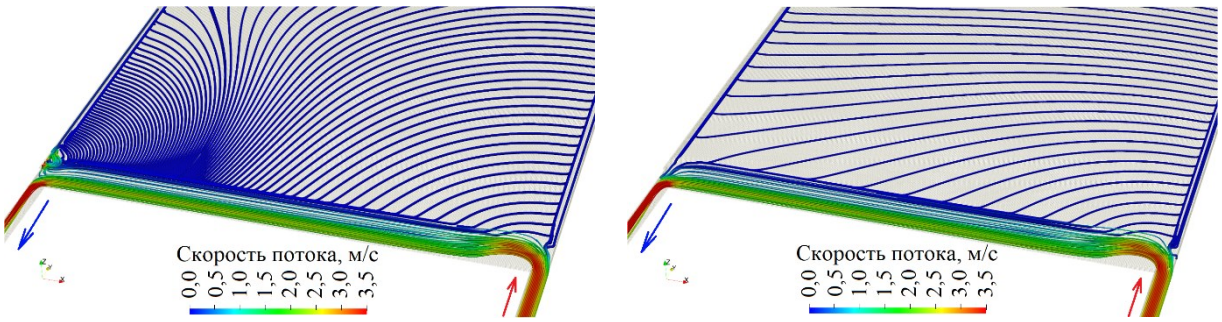
6.2.1 Схемы проветривания с изолированным отводом по примыкающему к очистному забою участку выработанного пространства

Для данной схемы в OpenFOAM создана 3d-модель, состоящая из 5719936 гексаэдров. Глубина декомпозиции – 0,50 м. Длина оконтуривающих штреков – 350 м. Длина ВП – 750 м. Длина очистного забоя – 200 м. Моделируемая мощность зоны обрушения – 4,5 м.

Численное исследование выполнено для условий нормального и аварийного воздухораспределения в ШВС, приведённых в таблице 6.2. В таблице 6.3 приведена относительная погрешность результатов моделирования.

На рисунках 6.5 и 6.6 приведены полученные линии тока движения воздуха в окрестности очистного забоя и в целом в ВП при включенной и отключенной ГОУ. Как видно из данных рисунков, работающая ГОУ создаёт максимальный перепад давлений в пределах призабойного пространства и прилегающей части зоны обрушения (на 100-130 м).

а б



а – при работающей ГОУ ($Q_{из}$ = 11,6 м^3/с); б – при отключенной ГОУ

Рисунок 6.5 – Линии тока воздуха в очистном забое и примыкающему к нему участку ВП при расходе воздуха $Q_{вх}$ = 45,0 м^3/с

При неработающей ГОУ изолинии скорости фильтрации равномерно распределены в пределах ВП. В этом случае интенсифицируется вынос метана утечками воздуха из обрушенной среды в действующие выработки. Возможно формирование газового коллектора в куполе зоны обрушения и опасных местных скоплений на сопряжении с вентиляционной выработкой.

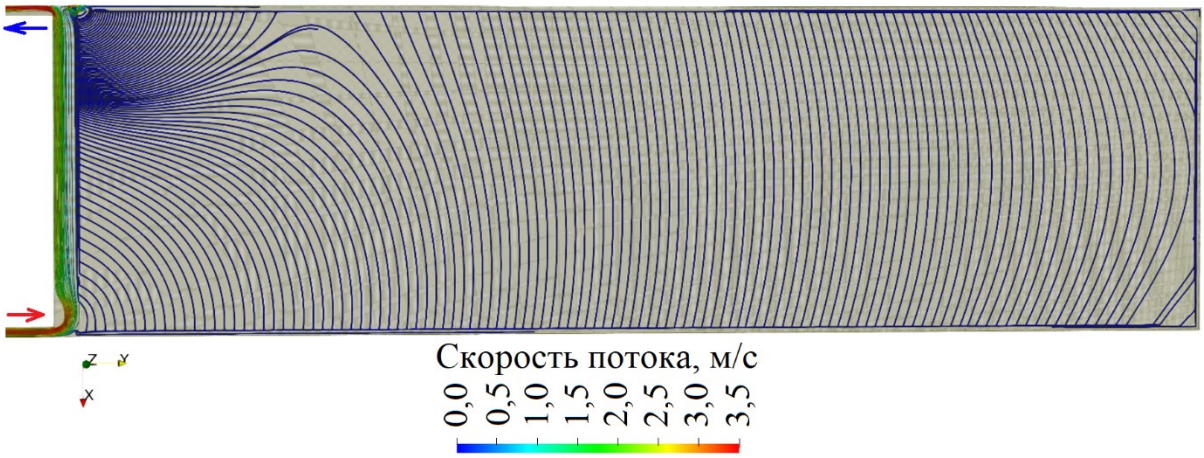
Таблица 6.2 – Начальные условия для серии экспериментов с применяемой схемой проветривания с изолированным отводом МВС по примыкающему к очистному забою участку ВП

Параметр	Расход воздуха во входящей струе $Q_{вх}$, м^3/с						
	45,0	45,0	37,5	30,0	22,5	15,0	7,5
Расход воздуха на изолированный отвод $Q_{из}$, м^3/с	11,6	газоотсос отключен	газоотсос отключен	газоотсос отключен	газоотсос отключен	газоотсос отключен	газоотсос отключен
Расход воздуха в исходящей струе $Q_{исх}$, м^3/с	33,4	45	37,5	30,0	22,5	15,0	7,5
lg$Re_{вх}$ во входящем потоке	5,86	5,86	5,78	5,68	5,56	5,38	5,08
lg$Re_{исх}$ в исходящем потоке	5,73	5,86	5,78	5,68	5,56	5,38	5,08

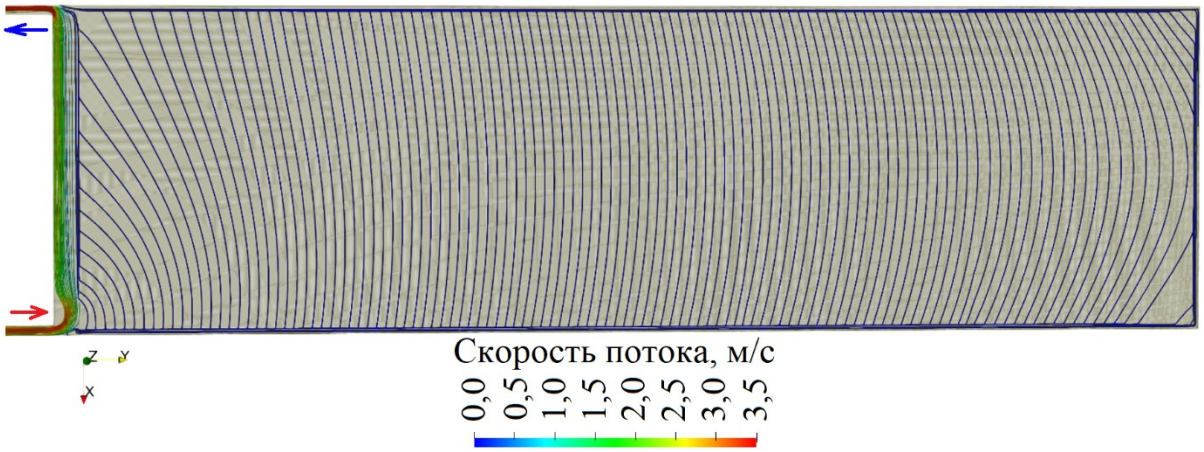
Таблица 6.3 – Относительная погрешность результатов численного моделирования

Параметр	Расход воздуха в исходящей струе $Q_{исх}$, м^3/с						
	33,4	45	37,5	30,0	22,5	15,0	7,5
Коэффициент β по (1.3)	0,0397	0,0397	0,0397	0,0397	0,0398	0,0399	0,0402
Коэффициент β по модели	0,0415	0,0421	0,0421	0,0422	0,0424	0,0427	0,0432
Относительная погрешность, %	4,5	6,0	6,0	6,3	6,5	7,0	7,5

а



б



а – при работающей ГОУ ($Q_{из}$ = 11,6 м^3/с); б – при отключенной ГОУ

Рисунок 6.6 – Линии тока воздуха в очистном забое и в ВП при входящем расходе воздуха $Q_{вх}$ = 45,0 м^3/с

На рисунке 6.7 приведено изменение скорости потока вдоль очистного забоя на расстоянии 4 м от его поверхности (по линии А-А), 1 м от почвы выработки. За 0 м принят бок воздухоподающей выработки (конвейерный штрек) на сопряжении, 212 м – бок выработки с исходящей струёй на сопряжении.

На рисунке 6.8 приведено изменение скорости потока в закрепном пространстве на расстоянии 10,5 м от поверхности забоя (по линии Б-Б), 2 м от почвы пласта. На рисунке 6.9 приведено изменение скорости потока в зоне обрушения на расстоянии 16,5 м от очистного забоя (по линии В-В) и 4,25 м от почвы пласта.

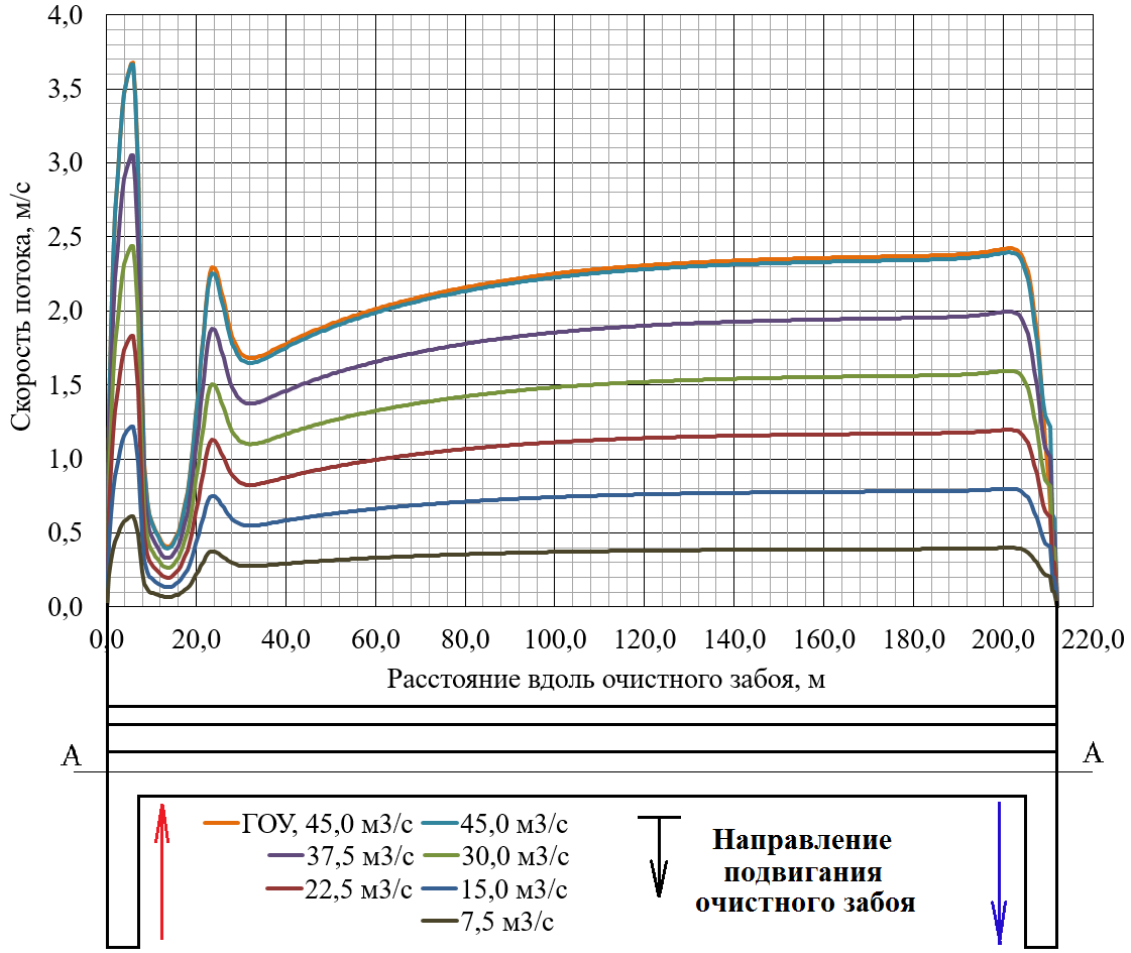


Рисунок 6.7 – Изменение скорости потока вдоль очистного забоя

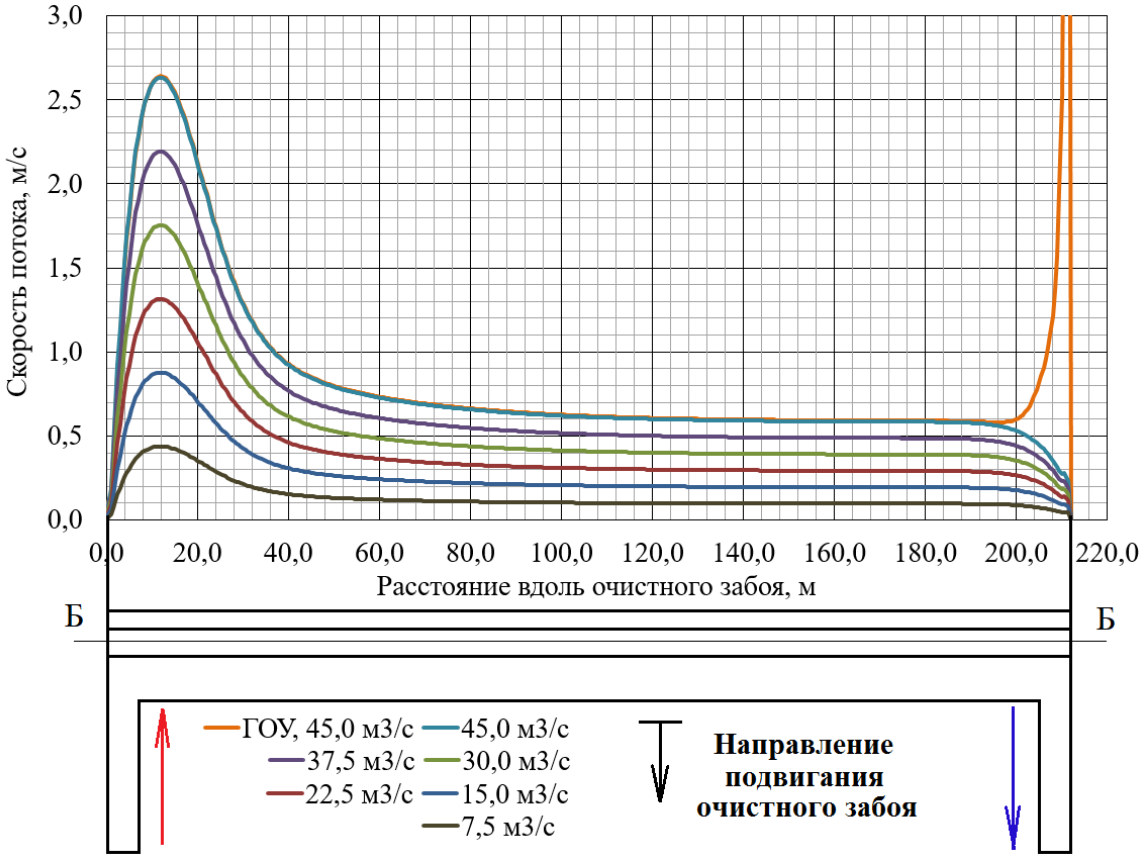


Рисунок 6.8 – Изменение скорости потока в закрепном пространстве

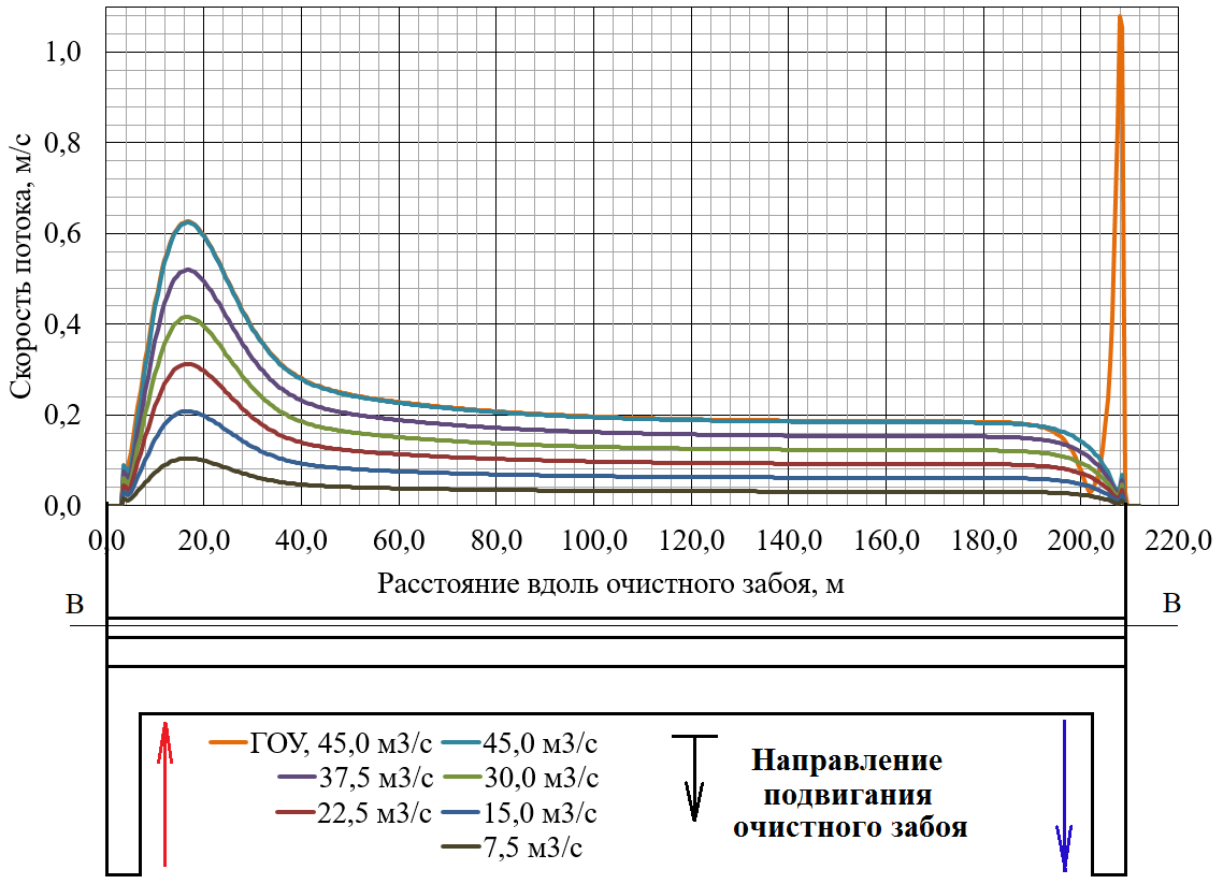


Рисунок 6.9 – Изменение скорости потока в куполе обрушения непосредственной кровли

На рисунках 6.10 и 6.11 приведены изменения скорости потока воздуха поперёк очистного забоя и закрепного пространства, по линии Г-Г, приведённой на рисунке 6.10. На рисунке 6.11 – в 25 м от сопряжения с воздухоподающей выработкой (конвейерный штрек). На рисунке 6.12 – в 180 м от сопряжения с воздухоподающей выработкой (конвейерный штрек).

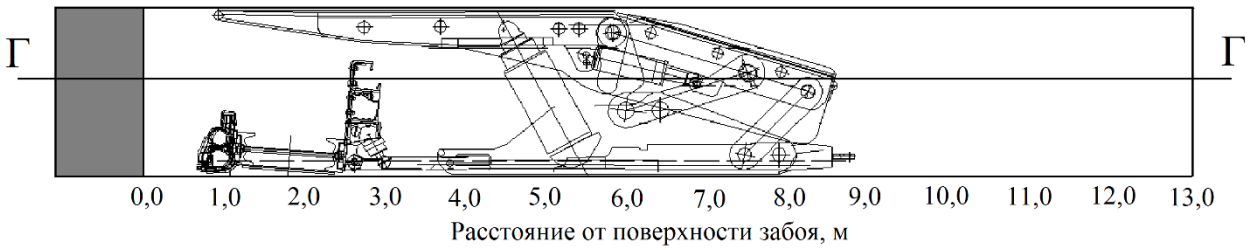


Рисунок 6.10 – Линия, вдоль которой приводится изменение скорости потока воздуха поперёк очистного забоя и закрепного пространства

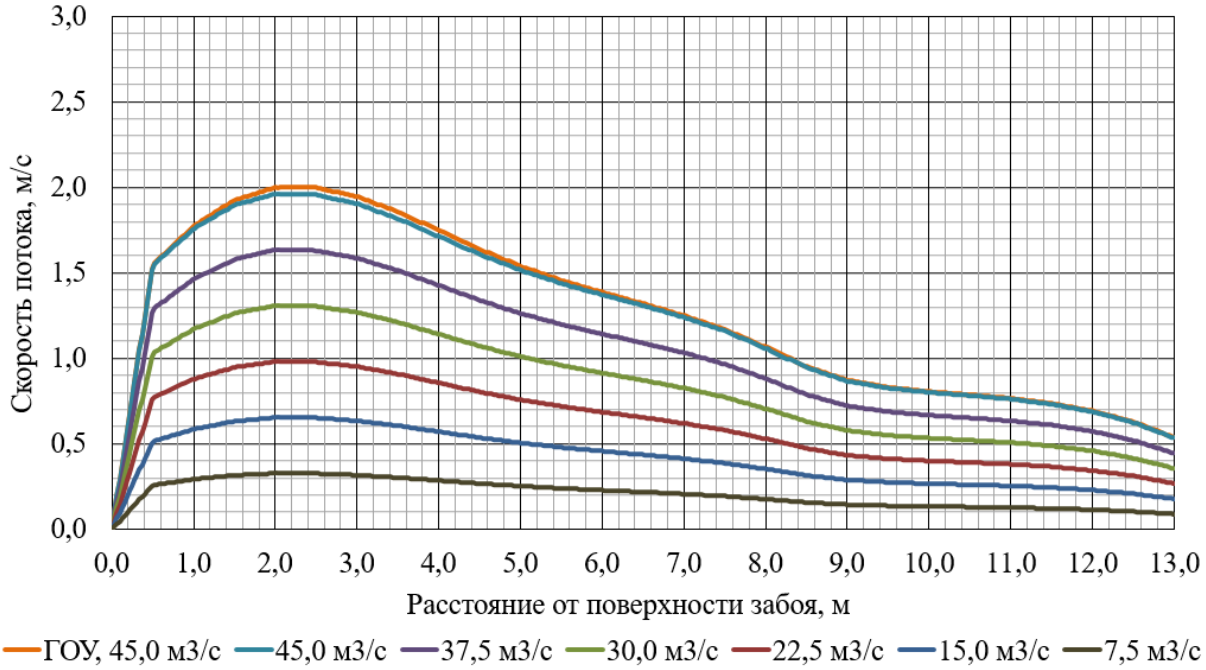


Рисунок 6.11 – Изменение скорости потока поперёк очистного забоя и закрепного пространства (в 25 м от сопряжения, 1 м от почвы выработки)

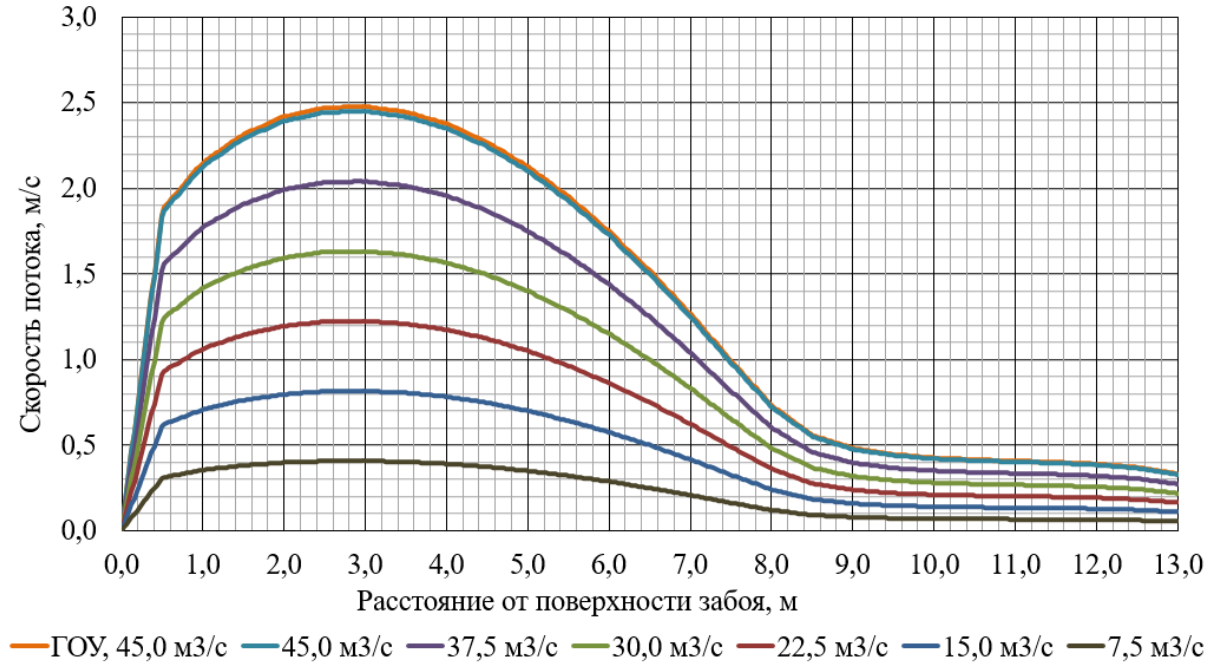
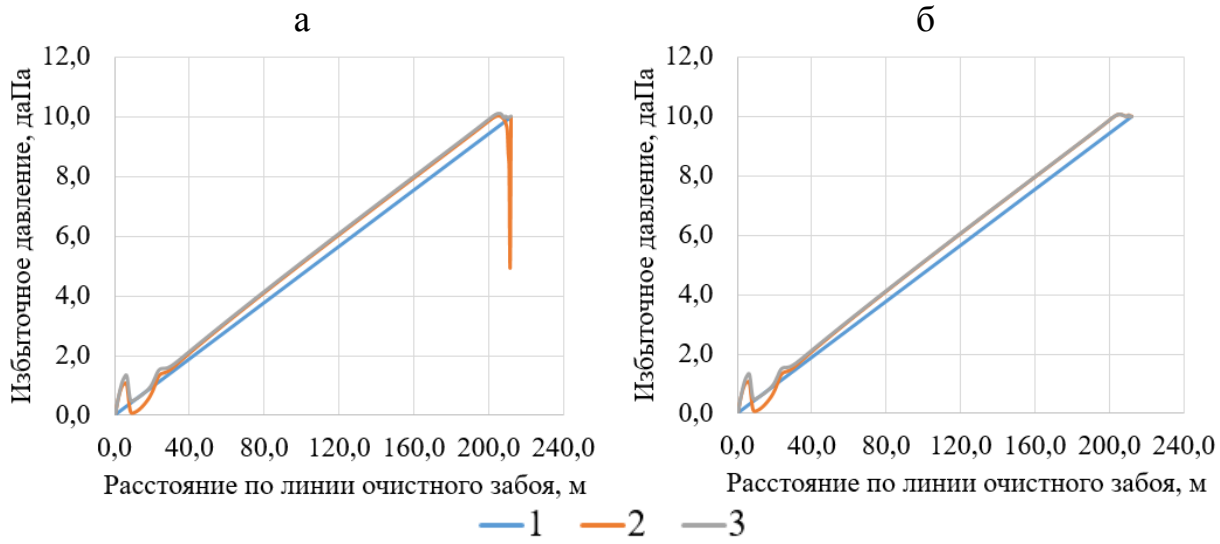


Рисунок 6.12 – Изменение скорости потока поперёк очистного забоя и закрепного пространства (в 180 м от сопряжения, 1 м от почвы выработки)

Выполнена оценка кривизны линий тока, как меры, характеризующей направление фильтрационных потоков в зоне обрушения, для схемы проветривания в соответствии с рисунком 6.5. Для рисунка 6.5 а: участок ВП со стороны входящей струи – диапазон значений радиуса кривизны составляет 2,7-558,8 м, участок у всасывающей трубы – 5,6-286,2 м. Для рисунка 5 г: диапазон значений – 6,6-3011,4 м. Небольшие значения величин радиуса кривизны характеризуют

траектории линий тока как сильно изогнутые. В связи с этим при формировании газового коллектора может происходить концентрированный вынос метана утечками воздуха из ВП.

На рисунке 6.13 приведён график изменения величины избыточного давления в очистном забое, закрепном пространстве и в куполе зоны обрушения для схемы проветривания в соответствии с рисунком 6.5. Как видно, в зоне обрушения формируются застойные участки, непроветриваемые утечками воздуха, в которых возможно накопление метана. На некоторых участках куполов зоны обрушения избыточное давление воздуха падает и, соответственно, они активно проветриваются утечками воздуха.



а – при работающей ГОУ; б – при отключенной ГОУ;
Рисунок 6.13 – Изменение избыточного давления по длине очистного забоя (1), закрепного пространства (2) и в куполе зоны обрушения (3)

6.2.2 Схемы проветривания с изолированным отводом по ограниченному участку выработанного пространства

Для данной схемы в OpenFOAM создана 3d-модель, состоящая из 5923616 гексаэдров. Глубина декомпозиции – 0,50 м. Длина оконтуривающих штреков – 350 м. Длина ВП – 750 м. Длина очистного забоя – 200 м. Моделируемая мощность зоны обрушения – 4,5 м.

Численное исследование выполнено для условий нормального воздухораспределения в ШВС, приведённых в таблице 6.4. В таблице 6.5 приведена

относительная погрешность результатов моделирования. На рисунке 6.14 приведены линии тока движения воздуха в окрестности очистного забоя и в целом в ВП.

Таблица 6.4 – Начальные условия для моделирования процессов воздухораспределения при схеме проветривания с изолированным отводом МВС по ограниченному участку ВП

Параметр	Расход воздуха, входящий в расчётную область $Q_{вх}$ = 45 м^3/с, в т. ч. на подсвежение $Q_{под}$ = 7,5 м^3/с
Расход воздуха на изолированный отвод $Q_{из}$, м^3/с	11,6
Расход воздуха в исходящей струе $Q_{исх}$, м^3/с	40,9
lg$Re_{вх}$ во входящем потоке	5,86
lg$Re_{исх}$ в исходящем потоке	5,82

Таблица 6.5 – Относительная погрешность результатов моделирования

Параметр	Расход воздуха в исходящей струе $Q_{исх}$ = 40,9 м^3/с
Коэффициент β по (1.3)	0,0397
Коэффициент β по модели	0,0420
Относительная погрешность, %	7,3

а

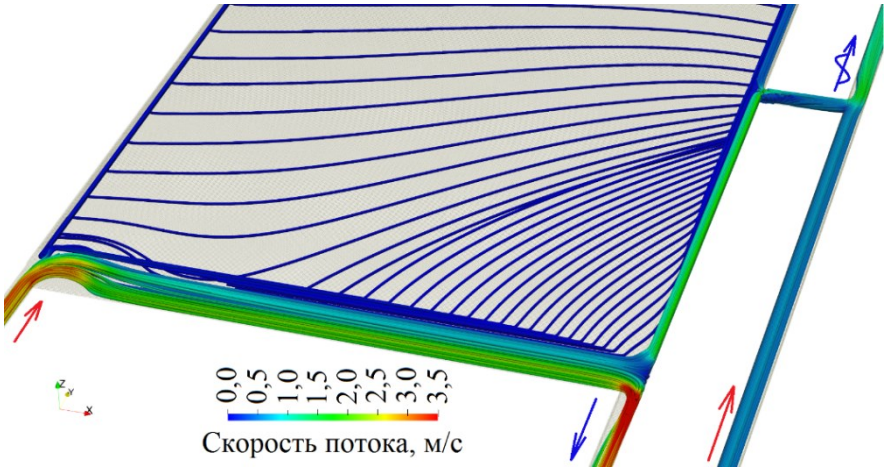
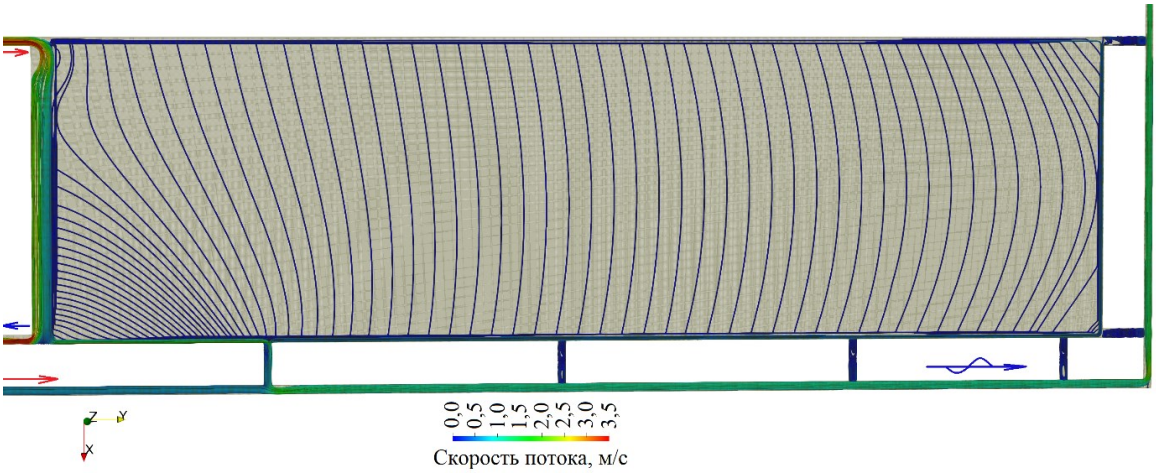


Рисунок 6.14 – Линии тока воздуха в очистном забое и ВП при изолированном отводе МВС ($Q_{из}$ = 11,6 м^3/с), входящем расходе воздуха $Q_{вх}$ = 45,0 м^3/с и расходе воздуха на подсвежение $Q_{вх}$ = 7,5 м^3/с (начало)

б



а – в окрестности очистного забоя; б – в целом по ВП

Рисунок 6.14 – Линии тока воздуха в очистном забое и ВП при изолированном отводе МВС ($Q_{из}$ = 11,6 м^3/с), входящем расходе воздуха $Q_{вх}$ = 45,0 м^3/с и расходе воздуха на подсвежение $Q_{вх}$ = 7,5 м^3/с (окончание)

Как видно из рисунка 6.14, через отстающую сбойку отводятся все утечки воздуха, фильтрующего через ВП, а также часть воздушной струи из зоны сопряжения забоя с вентиляционным штреком через его частично сохранённую часть.

Выполнена оценка кривизны линий тока для схемы проветривания в соответствии с рисунком 6.14: участок со стороны входящей струи – 57,3-732,5 м, участок у задней сбойки – 239,2-2661,3 м. Небольшие значения величин радиуса кривизны характеризуют траектории линий тока как сильно изогнутые. В связи с этим при формировании газового коллектора может происходить концентрированный вынос метана утечками воздуха из ВП.

На рисунке 6.15 приведён график изменения величины избыточного давления в очистном забое, закрепном пространстве и в куполе зоны обрушения для схемы проветривания в соответствии с рисунком 6.14. Как видно, в зоне обрушения также формируются застойные участки, непроветриваемые утечками воздуха, в которых возможно накопление метана. На некоторых участках куполов зоны обрушения избыточное давление воздуха падает и, соответственно, они активно проветриваются утечками воздуха.

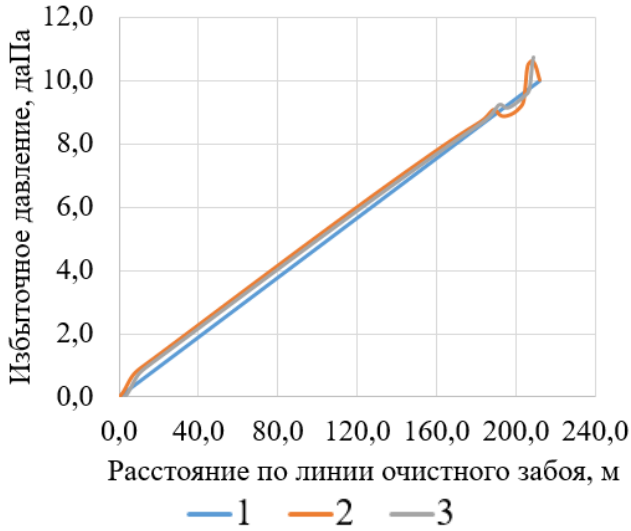
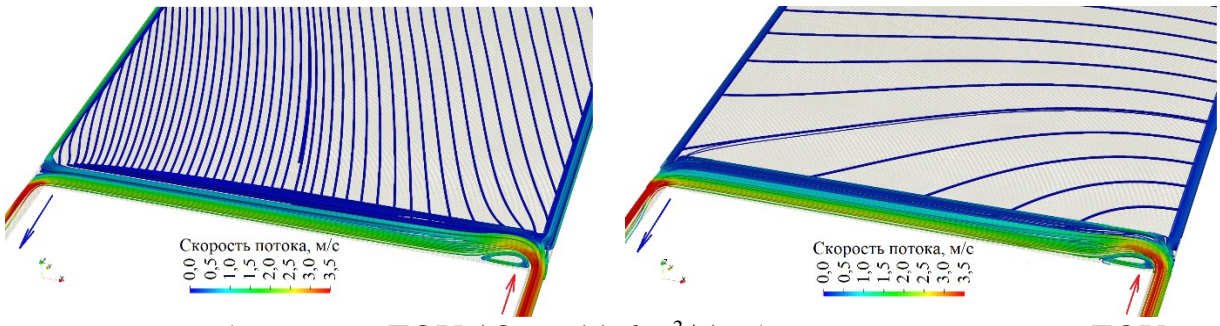


Рисунок 6.15 – Изменение избыточного давления по длине очистного забоя (1), закрепного пространства (2) и в куполе зоны обрушения (3)

6.2.3 Схемы проветривания с изолированным отводом по неограниченному участку выработанного пространства

Для данной схемы в OpenFOAM создана 3d-модель, состоящая из 5766416 гексаэдров. Глубина декомпозиции – 0,50 м. Длина оконтуривающих штреков – 350 м. Длина ВП – 750 м. Длина очистного забоя – 200 м. Моделируемая мощность зоны обрушения – 4,5 м. Численное исследование выполнено для условий нормального и аварийного воздухораспределения в ШВС (таблица 6.6). В таблице 6.7 приведена относительная погрешность результатов моделирования.

На рисунках 6.16 и 6.17 приведены линии тока движения воздуха в окрестности очистного забоя и в целом в ВП при включенной и отключенной ГОУ. Как видно из приведённых рисунков, работающая ГОУ создаёт падение депрессии в обрушенной среде, что обеспечивает изолированный отвод МВС на фланг.



а – при работающей ГОУ ($Q_{из}$ = 11,6 м^3/с); б – при отключенной ГОУ

Рисунок 6.16 – Линии тока воздуха в очистном забое и примыкающему к нему участку ВП при расходе воздуха $Q_{вх}$ = 45,0 м^3/с

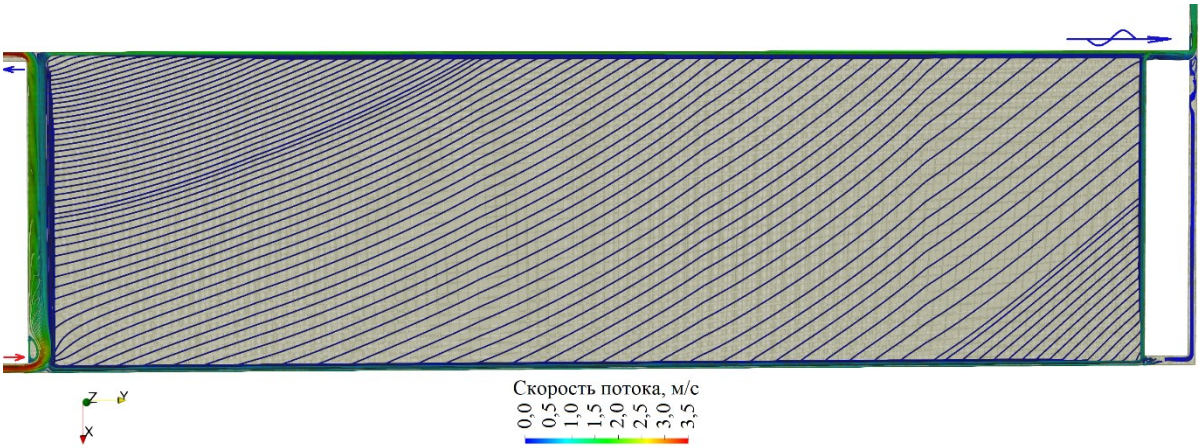
Таблица 6.6 – Начальные условия для серии экспериментов с применяемой схемой проветривания с изолированным отводом МВС по неограниченному участку ВП

Параметр	Расход воздуха во входящей струе $Q_{вх}$, м^3/с						
	45,0	45,0	37,5	30,0	22,5	15,0	7,5
Расход воздуха на изолированный отвод $Q_{из}$, м^3/с	11,6	газоотсос отключен	газоотсос отключен	газоотсос отключен	газоотсос отключен	газоотсос отключен	газоотсос отключен
Расход воздуха в исходящей струе $Q_{исх}$, м^3/с	33,4	45	37,5	30,0	22,5	15,0	7,5
lg$Re_{вх}$ во входящем потоке	5,86	5,86	5,78	5,68	5,56	5,38	5,08
lg$Re_{исх}$ в исходящем потоке	5,73	5,86	5,78	5,68	5,56	5,38	5,08

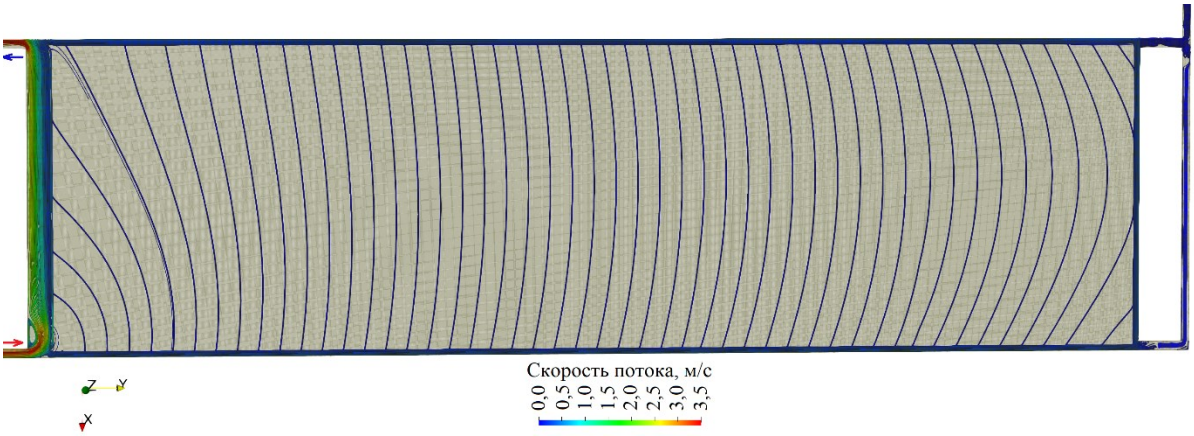
Таблица 6.7 – Относительная погрешность результатов численного моделирования

Параметр	Расход воздуха в исходящей струе $Q_{исх}$, м^3/с						
	33,4	45	37,5	30,0	22,5	15,0	7,5
Коэффициент β по (1.3)	0,0397	0,0397	0,0397	0,0397	0,0398	0,0399	0,0402
Коэффициент β по модели	0,0372	0,0379	0,0378	0,0378	0,0377	0,0375	0,0370
Относительная погрешность, %	6,3	4,5	4,8	4,8	5,3	6,0	8,0

а



б



а – при работающей ГОУ ($Q_{из}$ = 11,6 м^3/с); б – при отключенной ГОУ

Рисунок 6.17 – Линии тока воздуха в очистном забое и в ВП при входящем расходе воздуха $Q_{вх}$ = 45,0 м^3/с

При неработающей ГОУ реализуются недостатки возвратноточных схем проветривания в части выноса утечками воздуха МВС из ВП на сопряжение с вентиляционной выработкой, что обусловливает возможность появления местных скоплений.

На рисунке 6.18 приведено изменение скорости потока вдоль очистного забоя на расстоянии 4 м от его поверхности (по линии А-А), 1 м от почвы выработки. За 0 м принят бок воздухоподающей выработки (конвейерный штрек) на сопряжении, 212 м – бок выработки с исходящей струёй на сопряжении. На рисунке 6.19 приведено изменение скорости потока в закрепном пространстве на расстоянии 10,5 м от поверхности забоя (по линии Б-Б), 2 м от почвы пласта.

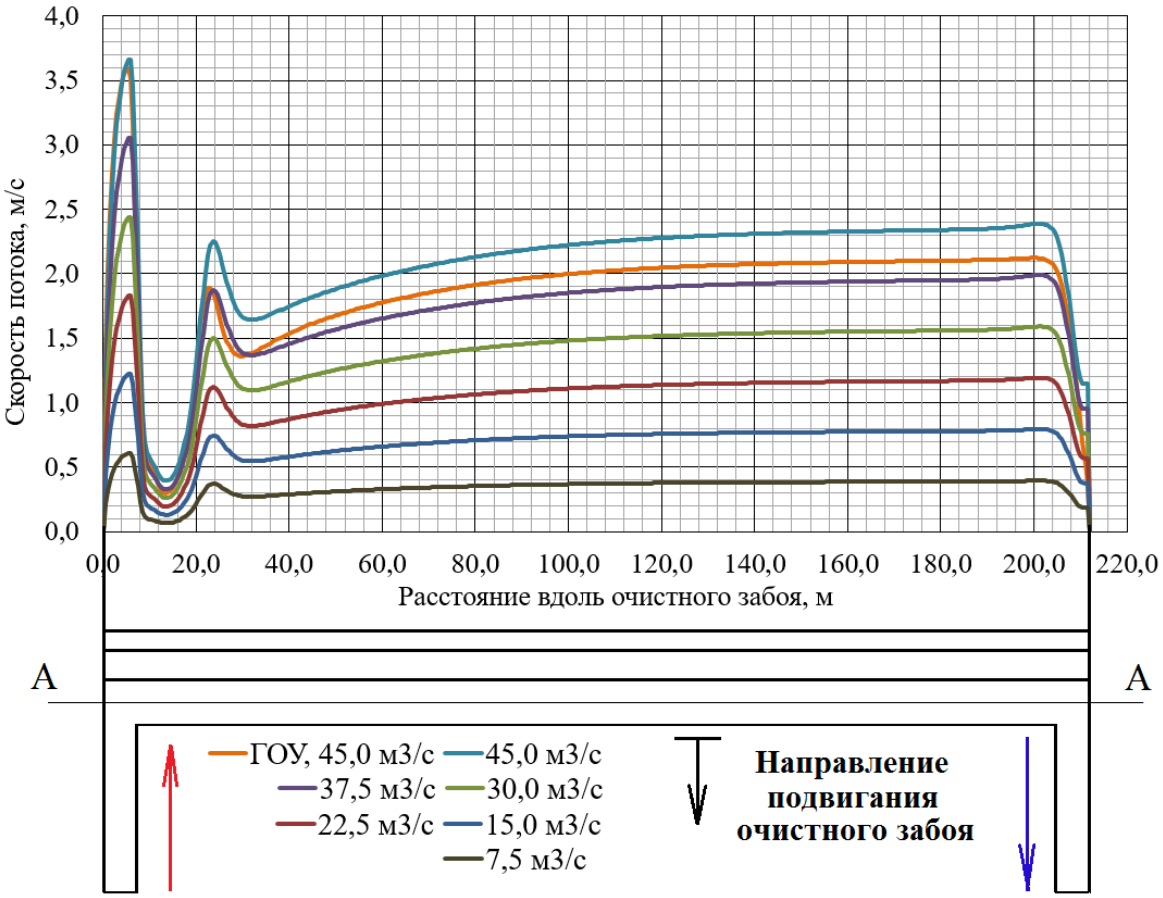


Рисунок 6.18 – Изменение скорости потока вдоль очистного забоя

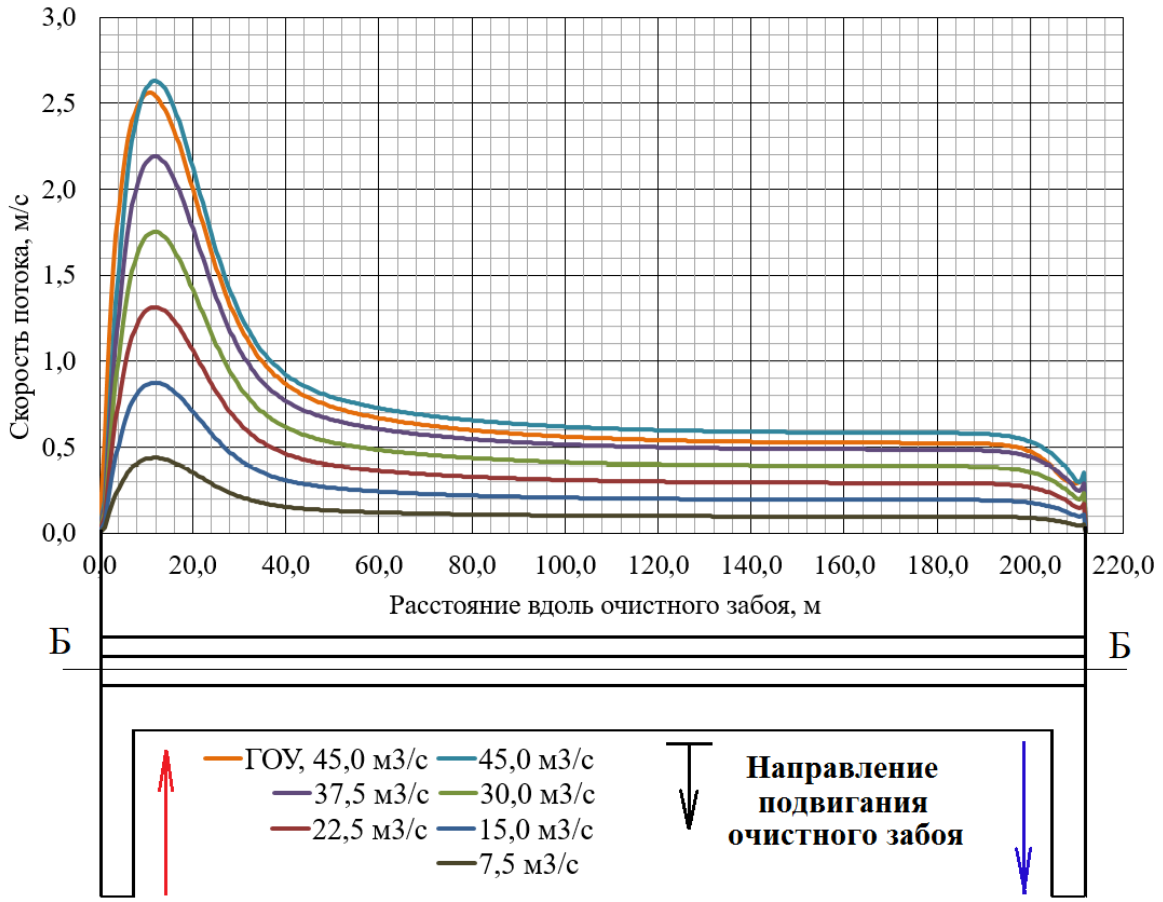


Рисунок 6.19 – Изменение скорости потока в закрепном пространстве

На рисунке 6.20 приведено изменение скорости потока в зоне обрушения на расстоянии 16,5 м от очистного забоя (по линии В-В) и 4,25 м от почвы.

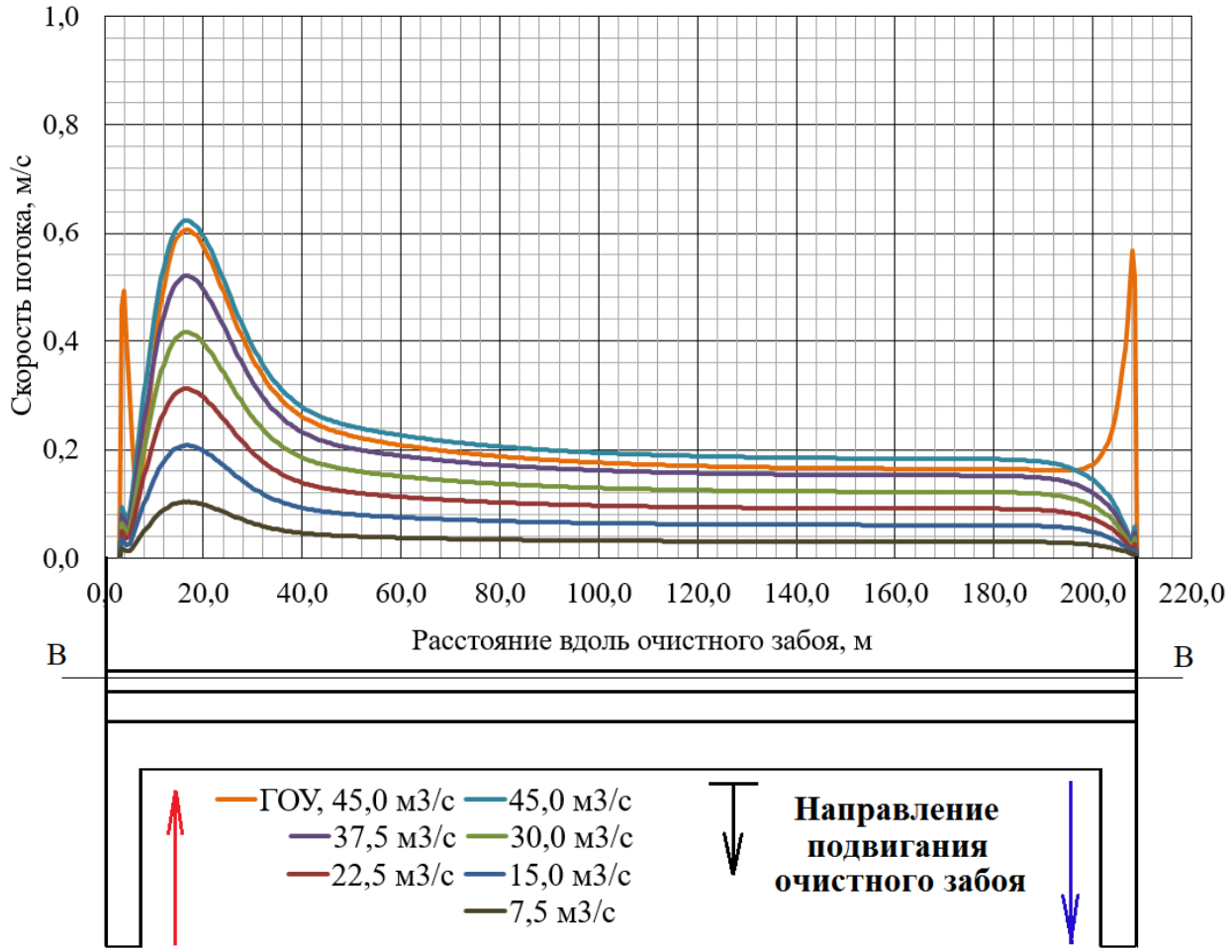


Рисунок 6.20 – Изменение скорости потока в куполе обрушения нижней пачки пород непосредственной кровли

На рисунках 6.21 и 6.22 приведены изменения скорости потока воздуха поперёк очистного забоя и закрепного пространства, по линии Г-Г, приведённой на рисунке 6.10. На рисунке 6.21 – в 25 м от сопряжения с воздухоподающей выработкой (конвейерный штрек). На рисунке 6.22 – в 180 м от сопряжения с воздухоподающей выработкой (конвейерный штрек).

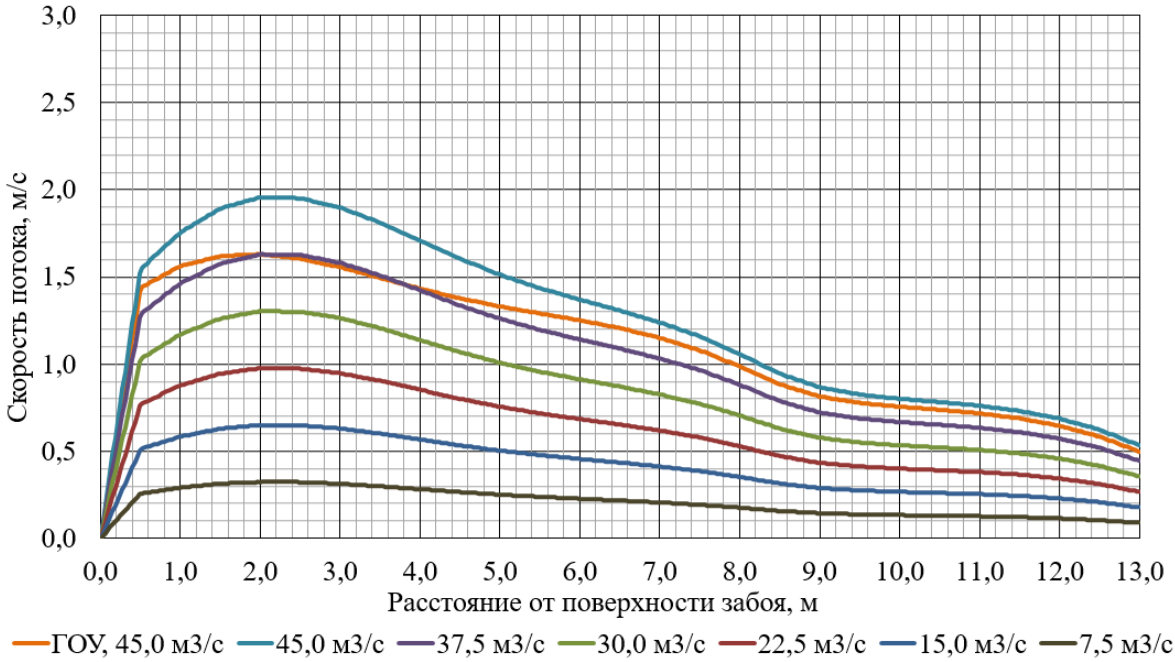


Рисунок 6.21 – Изменение скорости потока поперёк очистного забоя и закрепного пространства (в 25 м от сопряжения, 1 м от почвы выработки)

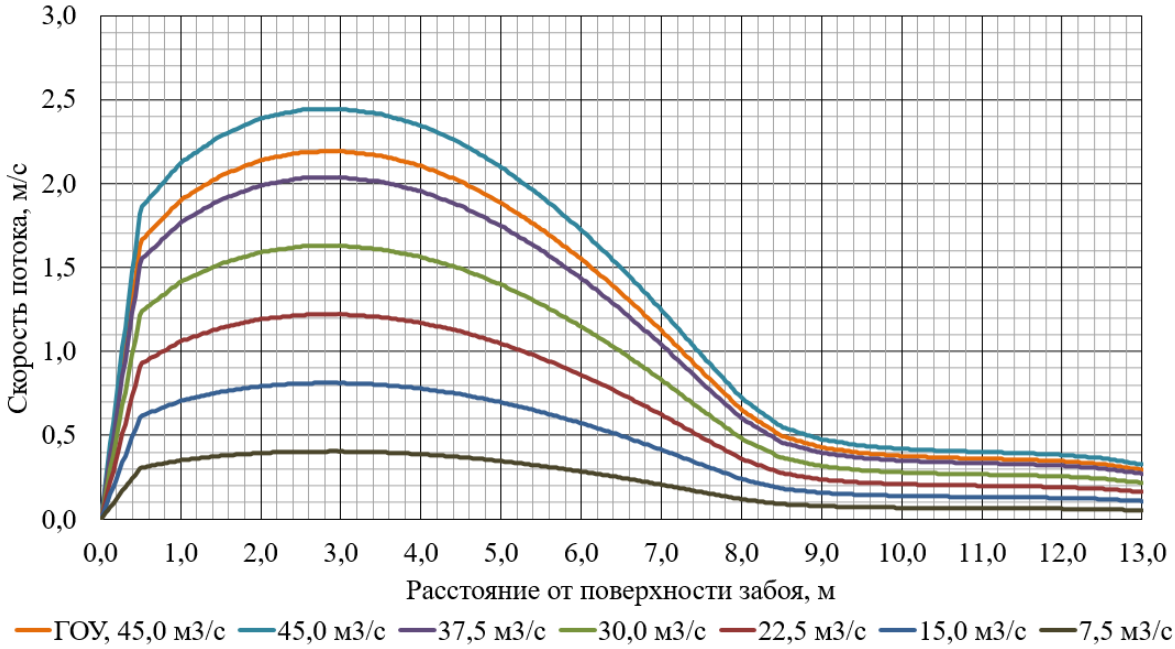
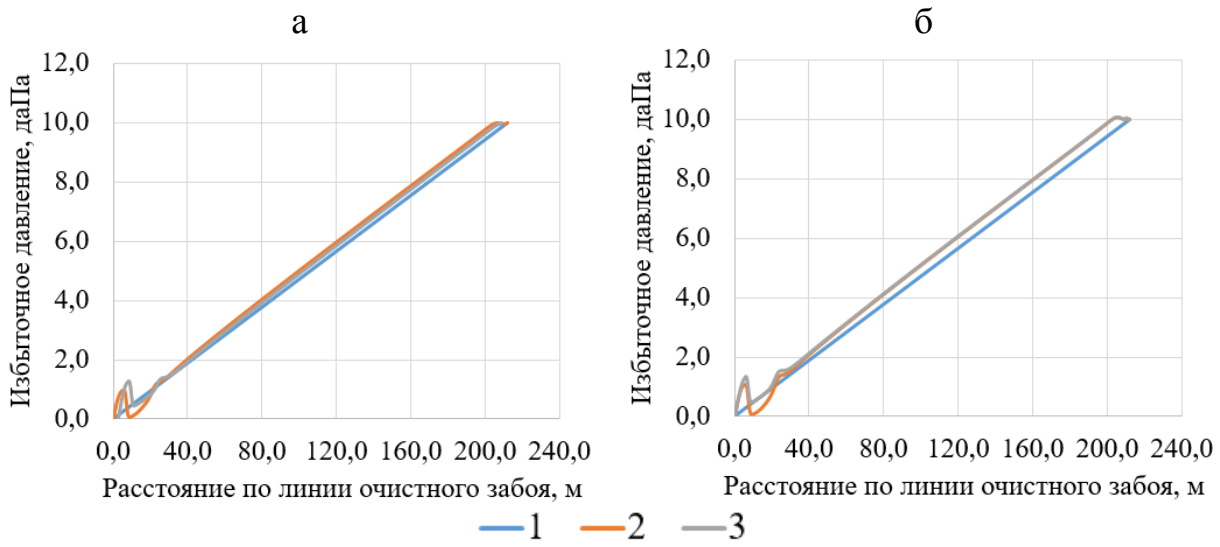


Рисунок 6.22 – График изменения скорости потока поперёк очистного забоя и закрепного пространства (в 180 м от сопряжения, 1 м от почвы выработки)

Выполнена оценка кривизны линий тока в соответствии с рисунком 6.16. Для рисунка 6.16 а: диапазон значений 523,0-2115,3 м. Для рисунка 6.16 б: диапазон значений – 6,6-3011,4 м. Небольшие значения величин радиуса кривизны характеризуют траектории линий тока как сильно изогнутые. В связи с этим при формировании газового коллектора может происходить концентрированный вынос метана утечками воздуха из ВП.

На рисунке 6.23 приведён график изменения величины избыточного давления в очистном забое, закрепном пространстве и в куполе зоны обрушения для схемы проветривания в соответствии с рисунком 6.16. Как видно, в зоне обрушения формируются застойные участки, непроветриваемые утечками воздуха, в которых возможно накопление метана. На некоторых участках куполов зоны обрушения избыточное давление воздуха падает и, соответственно, они активно проветриваются утечками воздуха.



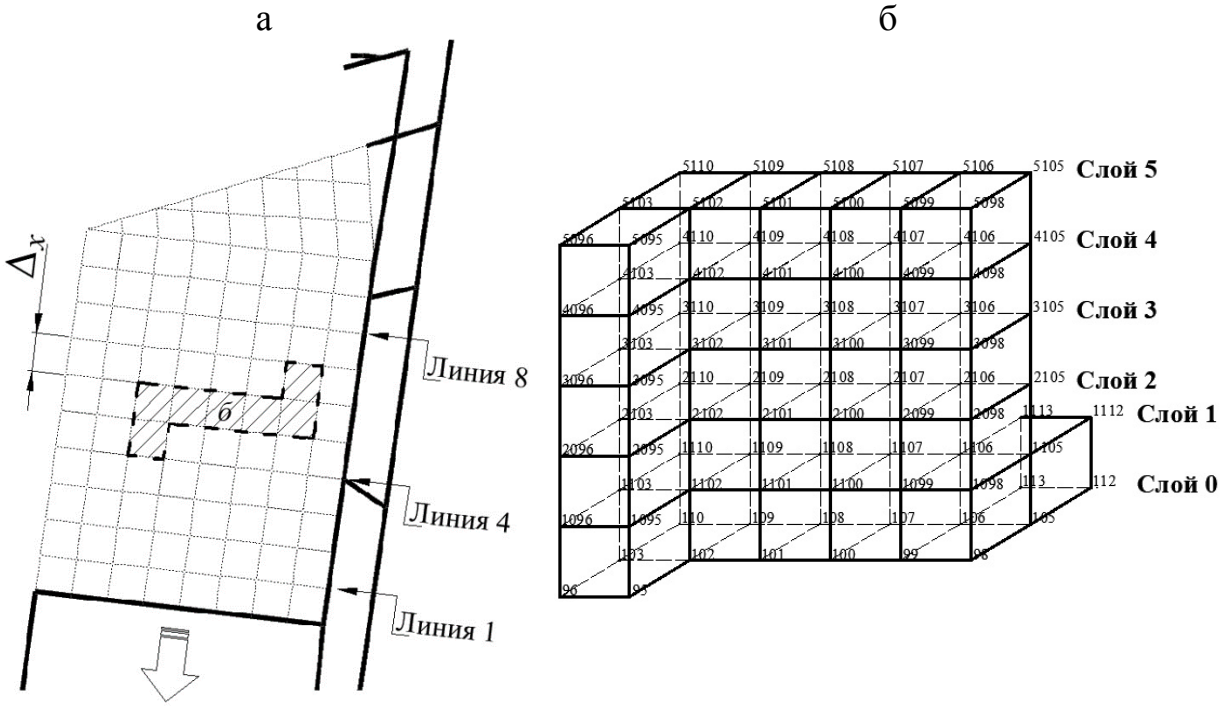
а – при работающей ГОУ; б – при отключенной ГОУ;
Рисунок 6.23 – Изменение избыточного давления по длине очистного забоя (1), закрепного пространства (2) и в куполе зоны обрушения (3)

6.3 Исследование аэрогазодинамических процессов в зонах обрушения

Для исследования аэрогазодинамических процессов, протекающих в зонах обрушения, применён программный комплекс «Вентиляция 2.0», в основе которого лежит пространственная математическая модель топологии сети горных выработок. Значения аэродинамических сопротивлений частично-сохраняемых и погашаемых выработок заданы по рекомендациям [7, 13], обрушенной среды ВП – [7, 13, 118].

Для исследования принята модель ВП, построенная по горно-геологическим и горнотехническим параметрам условного выемочного участка пласта 26а (Байдаевское месторождение Кузнецкого бассейна) [92]. По ширине

и длине участок, на котором определена трёхмерная разностная сетка, ограничен длиной очистного забоя L = 200 м и расстоянием от очистного забоя до монтажной камеры (300 м). Принято, что разностная сетка имеет шесть слоев («слой 0» – «слой 5») с расстоянием между ними 3 м. «Слой 0» соответствует почве ВП, а «слой 5» — зоне трещин и разломов над сводом естественного обрушения пород основной кровли (рисунок 6.24).



Δ_x – шаг разностной сетки вдоль оси x, м

Рисунок 6.24 – Схема дискретизации расчётной области зоны обрушения

Метановыделение в ВП задано в соответствии с основными составляющими газового баланса участка: вмещающие породы и сближенные угольные пласты (спутники); эксплуатационные потери; обнажённые поверхности пласта. Для расчёта метанообильности вмещающих пород, сближенных пластов (спутников), попавших в зону сдвижения массива, а также очистной выработки использована программа «Вентиляция выемочных участков». В таблице 6.8 приведён пример результатов расчёта относительной метанообильности подрабатываемых пластов-спутников.

Как источник газовыделения над- и подрабатываемые пласты-спутники оказывают непосредственное влияние на газораспределение соответственно

в нижнем и верхнем слоях трёхмерной разностной сетки модели ВП. Согласно исследованиям К.З. Ушакова, вблизи очистного забоя, на расстоянии, равном шагу обрушения основной кровли, плотность газовыделения имеет максимум [283]. По мере удаления от очистной выработки она монотонно снижается, приближаясь к нулю на расстоянии 150-200 м вглубь ВП. Расчёт расстояний до зоны максимального газовыделения $x_м$, м, для каждого над- и подрабатываемого пласта-спутника, попавшего в зону влияния горных работ, произведён по формуле [283]

$$x_м = 9 + 0{,}82 \cdot L, \qquad (6.1)$$

где L – мощность междупластья, м.

Таблица 6.8 – Относительная метанообильность подрабатываемых пластов-спутников

Наименование пласта	$m_{сп}$, м	$M_{сп}$, м	$A_{з.с}$, %	$W_с$, %	$X_г$, м^3/т с.б.м.	$X_{о.г}$, м^3/т с.б.м.	X, м^3/т	$X_о$, м^3/т	$M_р$, м	$q_{сп.п}$, м^3/т
Пласт б/н	0,25	40	8,3	3,5	17,0	2,5	14,99	2,20	184,6	1,19
Пласт б/н	0,10	44	7,0	3,4	17,0	2,5	15,23	2,24	184,6	0,47
Пласт б/н	0,50	50	6,9	3,5	16,9	2,5	15,14	2,24	184,6	2,24
Пласт 26в	0,50	70	7,3	3,5	16,5	2,5	14,72	2,23	184,6	1,85
Пласт 27а	0,30	79	8,5	3,4	16,4	2,5	14,45	2,20	184,6	1,00
Пласт 27б	0,40	88	7,0	3,5	16,3	2,5	14,59	2,24	184,6	1,23
Пласт 28	0,60	107	7,5	3,5	15,9	2,5	14,15	2,22	184,6	1,43
Пласт б/н	0,20	123	9,0	3,6	15,7	2,5	13,72	2,18	184,6	0,37
Пласт б/н	0,25	128	8,0	3,6	15,6	2,5	13,79	2,21	184,6	0,42
Пласт 29а	2,60	130	7,6	3,6	15,5	2,5	13,76	2,22	184,6	4,23
Суммарная метанообильность подрабатываемых пластов, м^3/т										14,43

Примечание. $m_{сп}$ – суммарная мощность угольных пачек пласта-спутника, м; $M_{сп}$ – расстояние от разрабатываемого пласта до пласта-спутника, м; $A_{з.с}$ – зольность сближенного пласта, %; $W_с$ – пластовая влажность сближенного пласта, %; $X_г$ – природная газоносность пласта, м^3/т с.б.м.; $X_{о.г}$ – остаточная газоносность угля, м^3/т с.б.м.; X – природная газоносность пласта, м^3/т; $X_о$ – остаточная газоносность угля, м^3/т; $M_р$ – расстояние по нормали между разрабатываемым и сближенным пластами, при котором метановыделение из последнего практически равно нулю, м; $q_{сп.п}$ – относительное метановыделение из отдельного подрабатываемого пласта-спутника, м^3/т.

Принято, что в зоне максимального газовыделения из пласта-спутника выделяется 80 % объёма метана (таблица 6.8), а остальные 20 % – равномерно

на расстоянии 150-200 м. В таблице 6.9 приведены результаты расчёта и распределение по линиям ветвей трёхмерной разностной сетки модели, параллельным линии очистного забоя.

Таблица 6.9 – Результаты расчёта параметров зон максимального газовыделения

Подрабатываемые пласты								
Наименование пласта	$M_{сп}$, м	$x_м$, м	$x_м/\Delta x$, м	$q_{сп.п}$, м^3/т	$I_{сп.п}$, м^3/с	Линия	$I_{сум.л}$, м^3/с	$0{,}8 \cdot I_{сум.л}$, м^3/с
Пласт б/н	40	41,8	1,6	1,19	0,0482	2	0,1579	0,12632
Пласт б/н	44	45,1	1,8	0,47	0,0190			
Пласт б/н	50	50,0	2,0	2,24	0,0907			
Пласт 26в	70	66,4	2,6	1,85	0,0749	3	0,1652	0,13216
Пласт 27а	79	73,8	2,9	1,00	0,0405			
Пласт 27б	88	81,2	3,2	1,23	0,0498			
Пласт 28	107	96,7	3,8	1,43	0,0579	4	0,0899	0,07192
Пласт б/н	123	109,9	4,3	0,37	0,0150			
Пласт б/н	128	114,0	4,5	0,42	0,0170			
Пласт 29а	130	115,6	4,6	4,23	0,1714	5	0,1714	0,13712
Надрабатываемые пласты								
Пласт б/н	13	19,6	0,8	2,48	0,1005	1	0,1191	0,09528
Пласт б/н	32	35,0	1,4	0,46	0,0186			

Примечание. $I_{сп.п}$ – абсолютная метанообильность пласта-спутника, м^3/с; $I_{сум.л}$ – суммарный дебит метана по соответствующей линии, м^3/с; $0{,}8 \cdot I_{сум.л}$ – дебита метана на участке с максимальным газовыделением, м^3/с.

Газовыделение в очистную выработку, определённое в программе «Вентиляция выемочных участков» для условий принятого выемочного участка, равномерно задано в ветвях нулевого слоя вдоль линии забоя.

На основе разработанной модели ВП выполнен анализ различных схем проветривания выемочных участков и способов дегазации с позиции их влияния на процессы формирования газового коллектора в зоне обрушения:

1. Возвратноточная схема проветривания с выдачей исходящей струи через передовую сбойку без применения изолированного отвода МВС (рисунок 6.25).

2. Возвратноточная схема проветривания с выдачей исходящей струи через передовую сбойку с применением изолированного отвода МВС через неограниченный участок ВП с помощью ГОУ, установленной на устье скважины (рисунок 6.26);

3. Сочетание изолированного отвода МВС и дегазации ВП скважинами, пробуренными с поверхности. Шаг дегазационной сети – 50 м, расстояние включения передовых скважин от линии очистного забоя – 75 м.

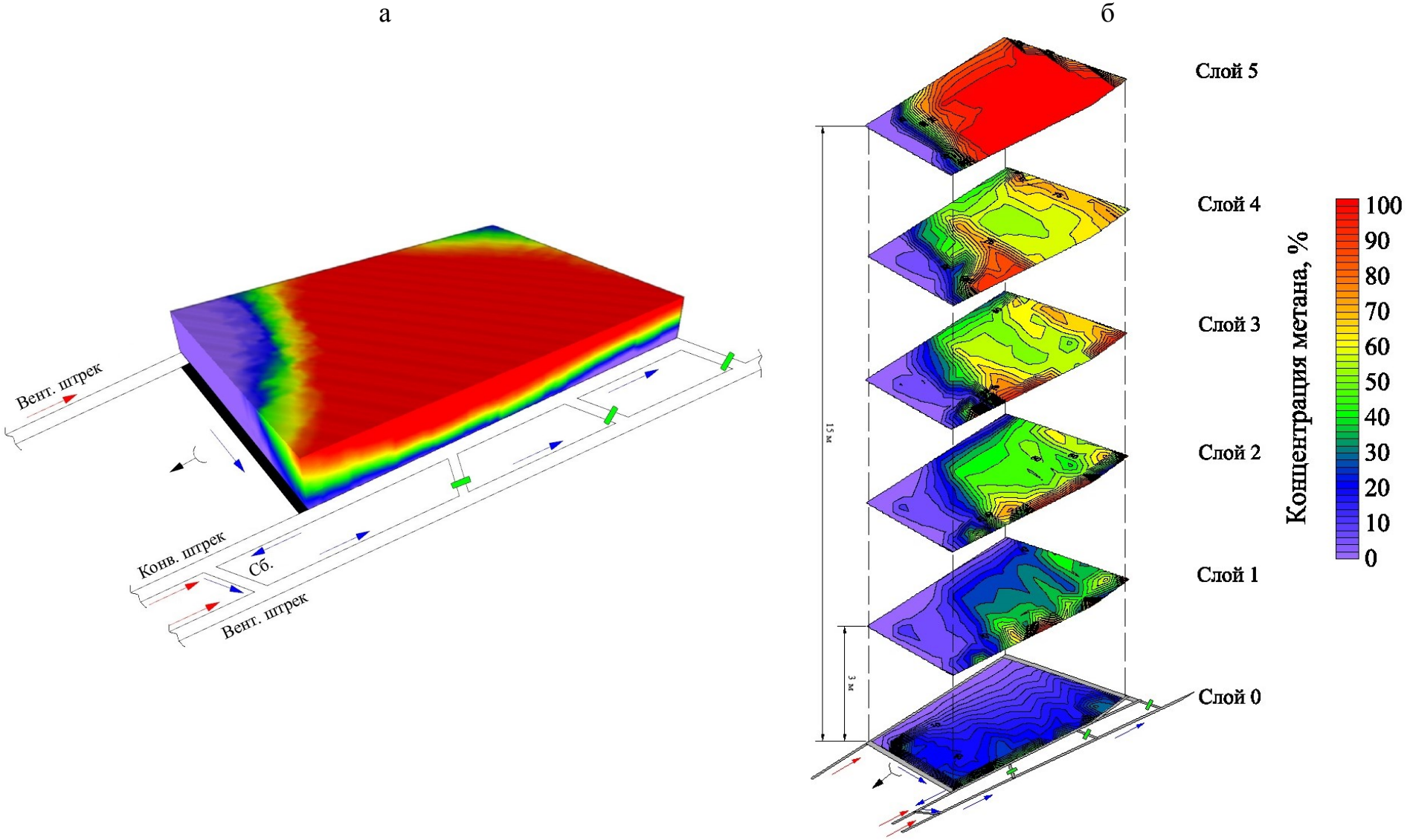
4. Сочетание изолированного отвода МВС и дегазации ВП по скважинам, пробуренным с поверхности. Шаг дегазационной сети – 75 м, расстояние включения передовых скважин от линии очистного забоя – 75 м.

5. Сочетание изолированного отвода МВС и дегазации ВП по скважинам, пробуренным с поверхности. Заложение скважин определено на основе модели газоуправления на выемочном участке с изолированным отводом МВС из ВП: скважины расположены в зонах с максимальными концентрациями метана. Расстояние включения передовых скважин от линии очистного забоя – 75 м (рисунок 6.27).

Эффективность управления газовыделением оценивалась с помощью предложенного критерия, основанного на снижении концентрации метана в зоне обрушения до взрывобезопасных величин (подраздел 2.5 «Критерий оценки эффективности систем управления газовыделением на выемочных участках»). Его значение соответствует концентрации метана менее 3,5 %.

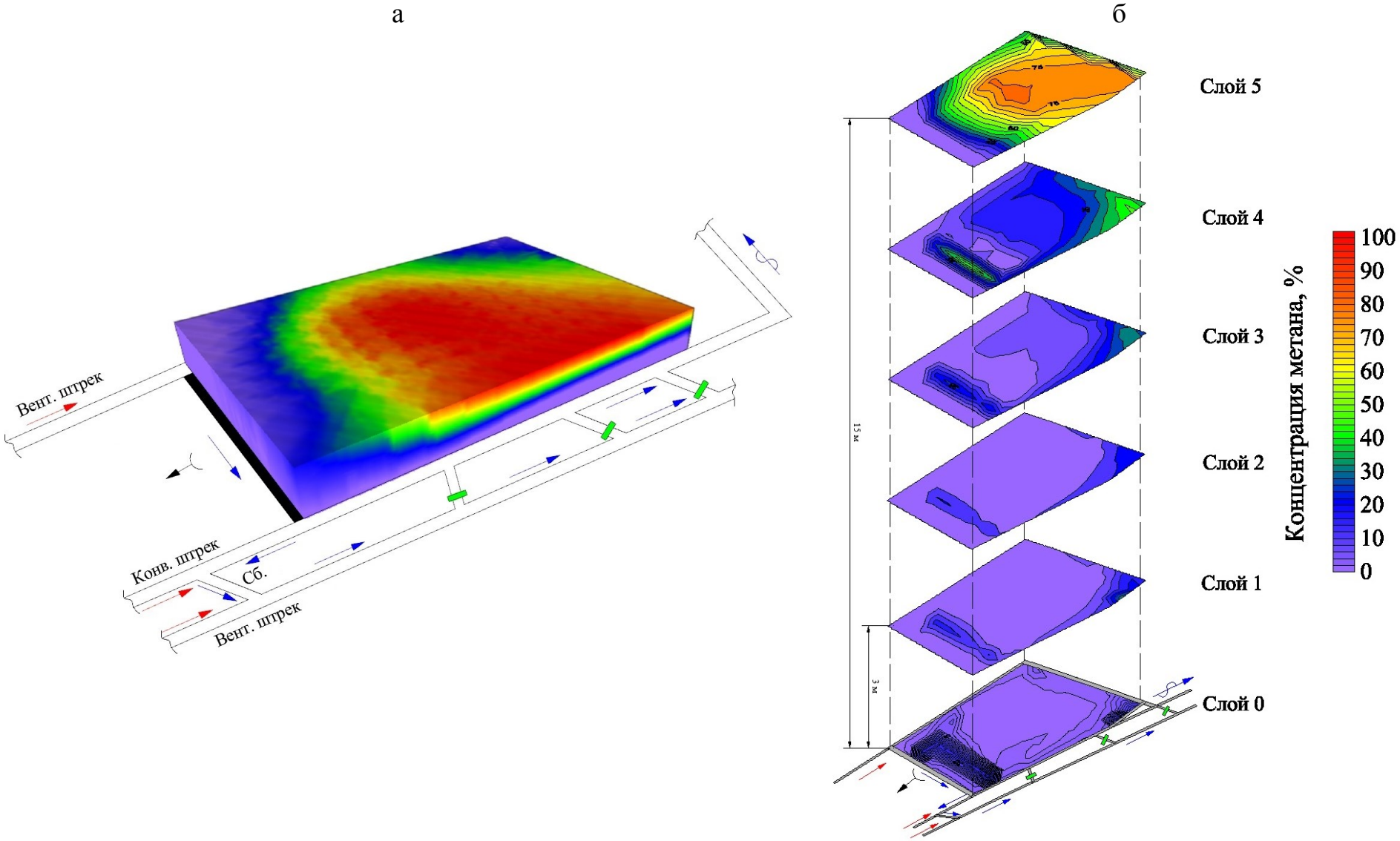
Из рисунка 6.25 видно, что практически вся расчётная область заполнена концентрациями метана от 10 до 100 %. Из рисунка 6.26 видно, что в нулевом и первом слоях, т.е. на расстоянии 3 м от почвы пласта, отмечены объёмы МВС с концентрацией метана от 3,5 до 25 %, в куполе обрушения и нижней части зоны трещин и разломов сформирован газовый коллектор (узлы четвёртого и пятого слоёв), в котором концентрация метана достигает 100 %.

Для третьего и четвёртого способов управления газовыделением отмечено снижение концентрации метана в МВС, находящейся в зоне обрушения, до 3,5-25 %, причём большая часть данного пространства заполнена МВС с концентрацией метана менее 3,5 %. Области с концентрацией метана от 3,5 до 25 % расположены ближе к участком зоны обрушения, примыкающим к очистному забою и обусловлены расстояниями зон максимального метановыделения из пластов-спутников.



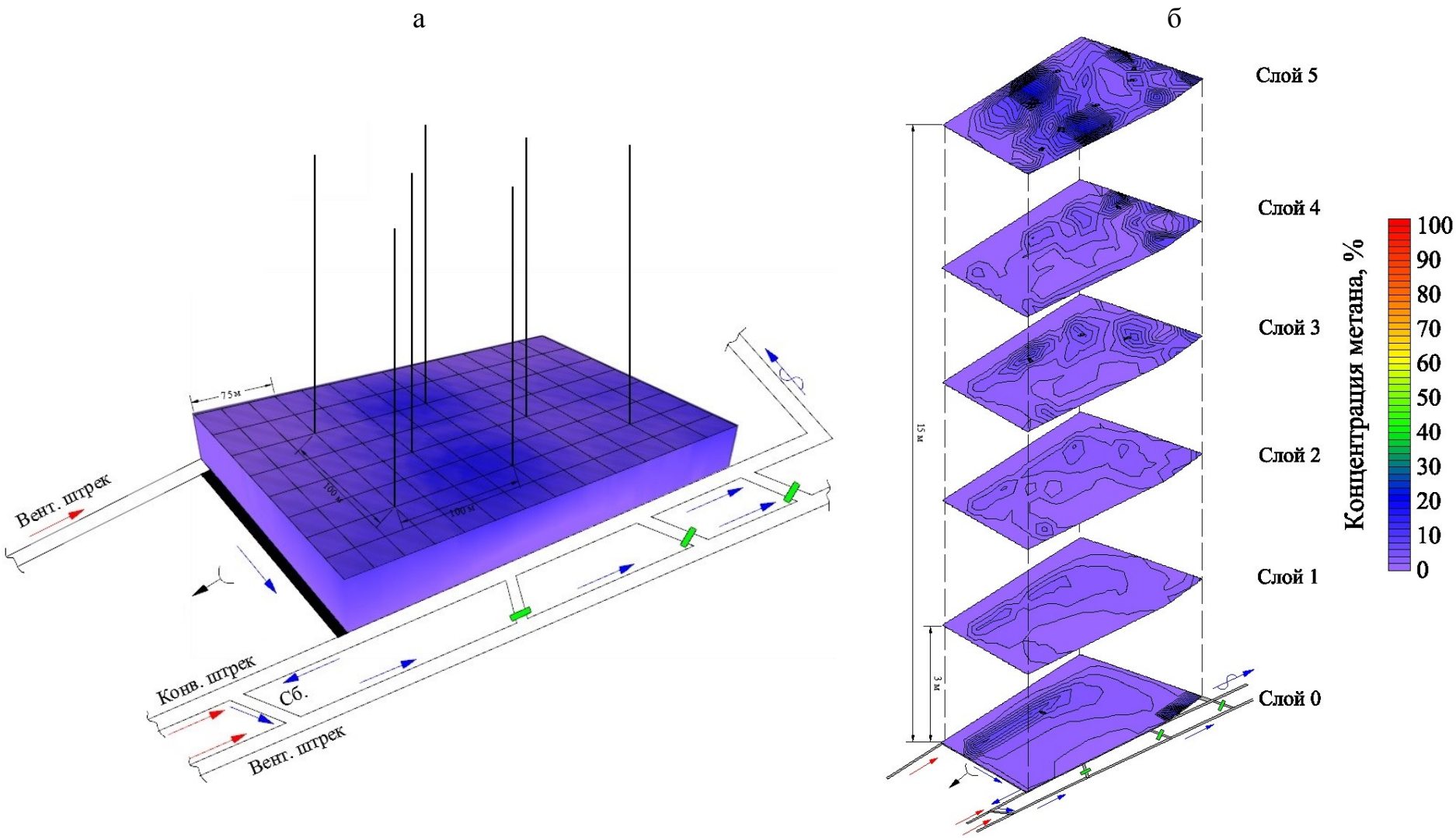
а – в объёме; б – изоповерхности распределения метана в слоях трёхмерной разностной сетки

Рисунок 6.25 – Распределение метана в зоне обрушения при схеме проветривания без изолированного отвода МВС



а – в объёме; б – изоповерхности распределения метана в слоях трёхмерной разностной сетки

Рисунок 6.26 – Распределение метана в зоне обрушения при схеме проветривания с изолированным отводом МВС



а – в объёме ВП; б – изоповерхности распределения метана в слоях трёхмерной разностной сетки

Рисунок 6.27 – Распределение метана в зоне обрушения при схеме проветривания с изолированным отводом МВС и дегазацией скважинами с поверхности (расположение скважин в зоне максимальных концентраций, порядок дегазационной сети – шахматный, расстояние от передовых скважин до линии забоя – 75 м, количество скважин – 7)

По результатам исследования предложено управление газовыделением с использованием изолированного отвода МВС из ВП и расположением дегазационных скважин, пробуренных с поверхности в зоны максимальных концентраций метана в зоне обрушения. Данная схема позволяет сократить объём буровых работ и повысить полезный дебит метана из дегазационных скважин.

По изображению 3D-модели зоны обрушения (рисунок 6.27 а), построенной на основе массива данных значений концентраций метана в узлах трёхмерной разностной сетки, а также изоповерхностей каждого отдельного слоя (рисунок 6.27 б) видно, что изолированный отвод МВС совместно с дегазацией по предложенной сетке расположения скважин обеспечивают безопасные значения концентраций метана (менее 3,5 %) во всей расчётной области зоны обрушения, за исключением некоторых экстремумов по верхнему пятому слою, не оказывающих особого влияния.

Место заложения скважины в модели при дегазации с поверхности выбрано с таким расчётом, чтобы после окончания бурения и обсадки перфорированная забойная часть скважины располагалась в зоне трещин и разломов над участками с максимальными концентрациями метана в 10-15 м над естественным сводом обрушения основной кровли. Таким образом, метан, поступающий из подрабатываемых пластов-спутников, улавливается и отводится по скважине на поверхность, что снижает его дебит в ВП.

6.4 Предложения по разработке эффективных систем управления газовыделением с учётом динамики геомеханических и аэрогазодинамических параметров зоны обрушения

Полученные данные по коэффициентам α горных выработок, аэродинамическим параметрам тупиков, а также результаты расчётов в пакете «Аэродинамика» (проницаемость обрушенных и уплотнённых пород, объёмы газового коллектора и закрепного пространства) являются исходными для моделирования аэрогазодинамических процессов на выемочном участке в широком диапазоне горно-геологических и горнотехнических условий (рисунок 6.28).

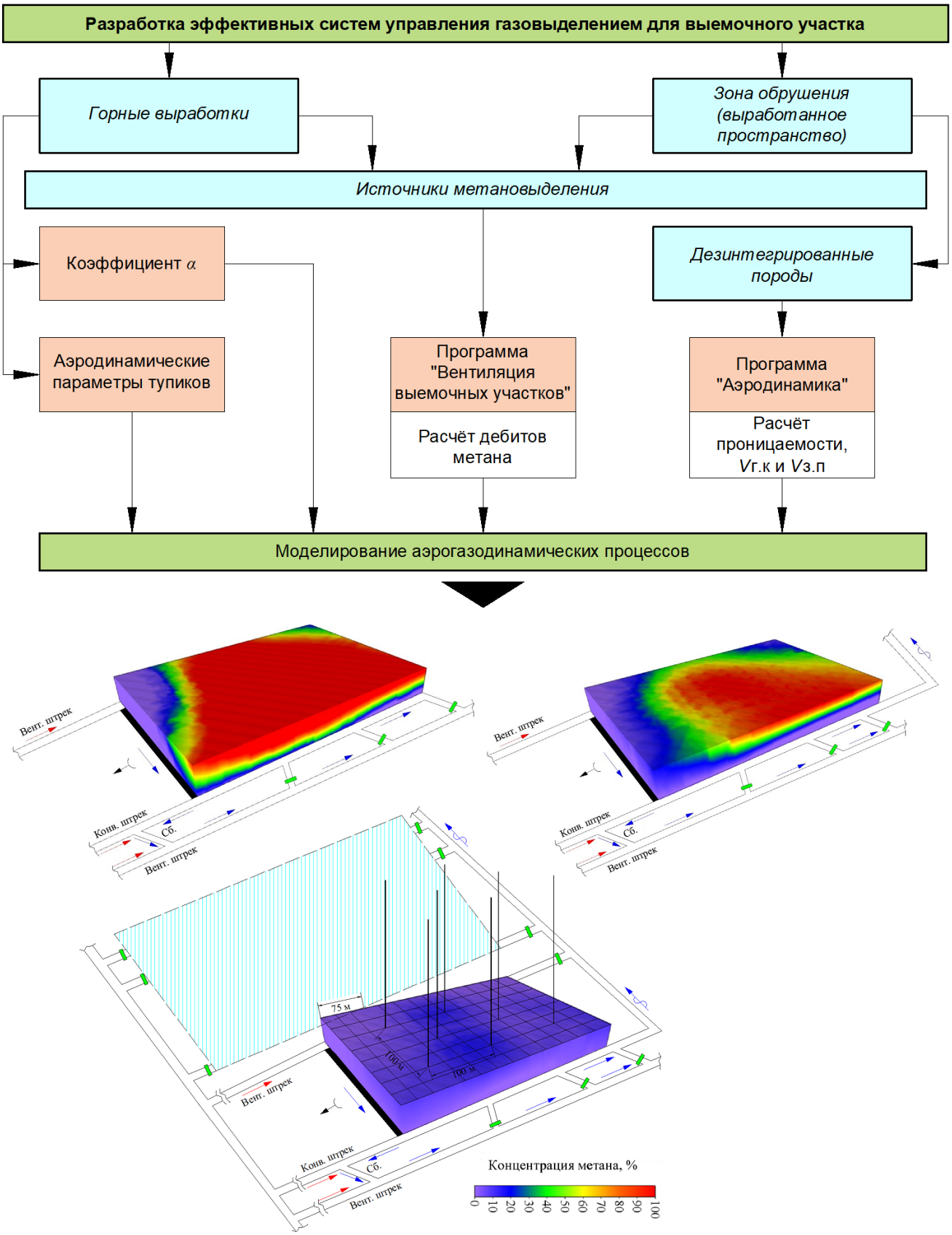


Рисунок 6.28 – Схема реализации подхода, учитывающего взаимодействующие геомеханические и аэрогазодинамические процессы, для адаптации систем управления газовыделением

Добавление в моделируемую систему дебитов метана из основных источников в зависимости от нагрузки на очистной забой обеспечит возможность такого моделирования с учётом процессов формирования газового коллектора застойных зонах куполов обрушения. В таблице 6.10 приведены рассчитанные на основе замеров фактические дебиты метана в очистной забой и зону обрушения (по данным систем АГК). Из неё видно, что доля ВП в газовом балансе выемочных участков достигает 0,7-0,9. Для обеспечения высокого уровня безопасности ведения подземных горных работ и ритмичности работы очистных забоев коэффициент эффективности дегазации должен иметь близкие значения.

Таблица 6.10 – Фактические и прогнозные аэрогазодинамические параметры выемочных участков

Выемочный участок	$I_{ф.оз}$, м^3/мин	$I_{ф.вп}$, м^3/мин	$I_{уч}$, м^3/мин	Доля $I_{ф.вп}$, м^3/мин, в газовом балансе участка, доли ед.
в/у 16-17	8,32	35,67	43,99	0,81
в/у 1-1-5-6 бис	6,92	61,70	68,62	0,90
в/у 3-1-9	16,59	34,87	51,46	0,68
в/у 823	7,50	41,60	49,1	0,85
в/у 29-30	2,41	3,79 (+34,76*)	40,96	0,94

Примечание. $I_{ф.оз}$, $I_{ф.вп}$ – фактические дебиты метана, соответственно, в очистной забой и ВП, м^3/мин; $I_{уч}$ – фактический дебит метана на участок (газовый баланс), м^3/мин; *Дебит метана в дегазационные скважины, пробуренные в ВП

Предложено использование результатов моделирования аэрогазодинамических процессов для целей разработки адаптируемых к конкретным горно-геологическим и горнотехническим условиям систем управления газовыделением при высокоинтенсивной отработке пологих угольных пластов очистными забоями, оборудованных механизированными комплексами. Это позволит обеспечить высокий уровень безопасности горных работ и ритмичность добычи угля в очистном забое.

Выводы

В данной главе выполнено исследование и обоснование возможности применения методологии управления газовыделением на выемочных участках

с совместным учётом элементов системы «горные выработки – зона обрушения – дезинтегрированные породы – источники метановыделения» для целей разработки адаптируемых к конкретным горно-геологическим и горнотехническим условиям систем управления газовыделением при высокоинтенсивной отработке пологих угольных пластов. По результатам исследований обоснованы выводы и получены следующие результаты:

1. Показана низкая фактическая эффективность применяемых схем предварительной дегазации. Отмечено, что для обеспечения высоких нагрузок на очистные забои эффективность дегазации должна составлять не менее 50-60 %. При этом возможным направлением повышения эффективности дегазации является дегазация зон обрушения (ВП).

2. Разработана методическая основа по проектированию эффективных схем вентиляции по обеспечению метанобезопасности систем управления газовыделением с учётом комплексирования элементов системы «горные выработки – зона обрушения – дезинтегрированные породы – источники метановыделения», применение которой обеспечит безопасную и ритмичную высокопроизводительную добычу угля.

3. С использованием разработанного специализированного программного пакета «Аэродинамика» выполнено численное моделирование процессов воздухораспределения на выемочном участке с учётом зоны обрушения, как части ШВС. Рассмотрены три группы схем проветривания с изолированным отводом МВС из ВП: по примыкающему участку зоны обрушения к очистному забою, по участку зоны обрушения, ограниченному между очистным забоем и отстающей сбойкой и по неограниченному участку зоны обрушения.

4. Выполнена оценка относительной погрешности полученных численных значений коэффициентов β горных выработок с аналитическим решением. Расхождение значений по всему стеку моделей не превысило 8,0 %.

5. Выполнено исследование аэрогазодинамических процессов в зонах обрушения, по результатам которого предложено управление газовыделением

с использованием изолированного отвода МВС из ВП и расположением дегазационных скважин, пробуренных с поверхности в зоны максимальных концентраций метана в зоне обрушения. Данная схема позволяет сократить объём буровых работ и повысить полезный дебит метана из дегазационных скважин.

6. Рассмотрен газовый баланс пяти выемочных участков шахт Кузнецкого бассейна. Доля ВП в газовом балансе выемочных участков достигает 0,7-0,9, соответственно, для обеспечения высоких нагрузок на очистные забои дегазация ВП, в том числе схема расположения скважин, должна обеспечивать коэффициент эффективности не ниже данных значений.

7. Предложено использовать разработанную методологию совместного учёта элементов системы «горные выработки – зона обрушения – дезинтегрированные породы – источники метановыделения» для моделирования процессов воздухораспределения и накопления метана в куполах зоны обрушения. При этом полученные результаты использовать для выявления участков в зонах обрушения с максимальными концентрациями метана при реализации различных схем проветривания (в том числе с изолированным отводом МВС).

8. Результаты исследований возможно использовать для разработки проекта «Рекомендаций по проектированию вентиляции и управлению газовыделением высоконагруженных выемочных участков».

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация на соискание ученой степени доктора наук является законченной научно-квалификационной работой, в которой решена научная проблема управления газовыделением на выемочных участках при высокоинтенсивной отработке пологих пластов очистными забоями, оборудованными механизированными комплексами.

Основные научные результаты, выводы и рекомендации сводятся к следующему:

1. По результатам анализа фактических данных по метанообильности ВП, их сравнения с расчётными значениями, а также фактической нагрузкой на очистные забои установлено значительное влияние газового коллектора, формирующегося в зонах обрушения, на аэрогазодинамические процессы на выемочных участках. Зона обрушения обладает инерционностью, т. е. максимальные дебиты метана не всегда соответствуют максимальным нагрузкам на очистной забой. При этом данная инерционность сглаживает динамику выделения метана, что выражается в том, что изменение нагрузки не приводит сразу же к аналогичному изменению дебита метана из зоны обрушения. В связи с этим отмечаются расхождения между фактическими и расчётными данными, которые в среднем достигают 150-300 %. Максимальные дебиты метана из зоны обрушения могут составлять 80-130 м^3/мин, а в действующие горные выработки – 45 м^3/мин и более.

2. Разработана программа «Вентиляция выемочных участков», позволяющая выполнять автоматизированный расчёт фактических дебитов метана на выемочном участке и фактической газоносности по замерам расходов воздуха и концентраций метана (свидетельство о государственной регистрации № 2017614796). С её помощью определены фактические дебиты метана и фактическая газоносность объектов исследования.

3. Выполнен анализ динамики среднего давления в гидросистеме групп секций механизированной крепи в сравнении с динамикой концентрации метана в очистной забой в течение двух суток для условий выемочного участка 16-17. По результатам обосновано значительное влияние газового коллектора на метанобезопасность работ и необходимость совместного учёта элементов системы «горные выработки – зона обрушения – дезинтегрированные породы – источники метановыделения» при протекании взаимодействующих геомеханических и аэрогазодинамических процессов в зоне обрушения геомассива.

4. Выполнено численное моделирование процессов воздухораспределения на выемочном участке для условий возвратноточной схемы проветривания с различными способами отвода МВС через ВП. Оценены радиусы кривизны линий тока фильтрационных потоков в зоне обрушения и потенциальная возможность концентрированного выноса метана утечками воздуха при формировании газового коллектора. Установлены аэродинамические особенности применяемых схем проветривания в части наличия застойных зон, непроветриваемых утечками воздуха, и в которых возможно накопление метана.

5. По результатам обработки практических данных по коэффициентам аэродинамического сопротивления трения α получены зависимости $\alpha(S)$ для выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) и анкерной крепью, отличающиеся широким диапазоном применения (6-24 м^2), а для выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) крепью с шагом установки рам 0,5 м, диапазон ограничен до 17 м^2. Установлено, что в целом для выработок свыше 16 м^2 существует дефицит практических данных по их аэродинамическим параметрам.

6. Выполнено исследование и получены значения коэффициентов α для выработок, закреплённых анкерной крепью. Установлено, что для данных выработок средняя высота выступов шероховатости составляет $k_в$ = 107 мм. Получены коэффициенты α для выработок с площадью поперечного сечения S от 10,0 до 36,0 м^2 (высота – h = 2,0-6,0 м; ширина – w = 5,0-

6,0 м). Расхождение полученных значений коэффициентов α от данных практических замеров на интервале площадей сечений S от 10 до 16 м^2 составило до 10,0 %.

7. Выполнено исследование и получены значения коэффициентов α для выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) крепью. Для этой цели разработана методика и масштабируемая геометрическая основа для формирования моделей с широким спектром сечений горных выработок. Получены значения коэффициентов α для данных выработок с учётом ранжирования по номеру спецпрофиля. Построены аппроксимирующие зависимости $\alpha(S)$. Полученные значения коэффициентов α для выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) крепью, соответствуют минимально возможным для выработок сечением 8,2-37,7 м^2 для следующих условий: прямолинейный участок чистой (незахламлённой) выработки; равномерная установка рам крепи с шагом $l_{кр}$ = 0,3-1,2 м; отсутствие смещения рам относительно оси подземной горной выработки.

8. Определён коэффициент аэродинамического старения горных выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) крепью, равный C_α = 1,44. Расхождение полученных значений от данных практических замеров на интервале площадей сечений S от 10 до 16 м^2 составило при шаге установки рам $l_{кр}$ = 0,5 м до 8,4 %, а при шаге $l_{кр}$ = 1,0 м – до 13,3 %.

9. Выполнены экспериментальные исследования движения воздуха в тупиках, проветриваемых за счёт турбулентной диффузии. Получены распределения скоростей воздуха в тупиках, проветриваемых за счёт турбулентной диффузии, для трёх вариантов топологии выработок. Установлено, что в тупике создаётся пространственное вихревое движение воздуха, на скорость и размеры которого оказывают влияние геометрические размеры выработки, угол примыкания тупика к сквозной выработке, а также скорость потока воздуха, проходящего по сквозной выработке. Выполнено сравнение полученных фактических данных с результатами численного моделирования. Относительная погрешность не превысила 13,3 %.

10. Выполнено численное исследование аэродинамических особенностей тупиков, проветриваемых за счёт турбулентной диффузии. Для этой цели разработана методика и масштабируемая геометрическая основа для формирования моделей тупиков с возможностью использования широкого спектра площадей поперечных сечений S горных выработок. Матрица исходных данных: ширины тупика $w_т$ от 5,0 до 6,0 м, высота $h_т$ – от 2,0 до 3,0 м, площадь поперечного сечения S от 6,0 до 18,0 м^2, скорость потока в сквозной выработке u – от 0,15 до 6 м/с. Установлено, что длина проветриваемого участка определяется размерами первого пространственного вихря, диаметр которого составляет от 4,9 до 12,4 м. Зависимость длины проветриваемых зон от высоты и ширины тупика являются линейными. Длины этих участков возрастают при увеличении площади поперечного сечения тупика. При этом установлено, что требования федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах» являются обоснованными, но только для тех случаев, когда скорости воздуха в сквозной выработке более 1 м/с. В этом случае обеспечивается минимальная скорость воздуха в тупике, равная 0,15 м/с, на расстояниях от устья до 6 м (для газовых шахт).

11. Разработана физическая модель процесса обрушения пород кровли в выработанное пространство и зону обрушения, их дезинтегрирования и уплотнения в ходе дальнейшего сдвижения геомассива. На её основе разработана математическая модель, связывающая геомеханические и аэрогазодинамические процессы, протекающие в высокопроницаемой среде зоны обрушения. Она отличается от ранее предлагаемых учётом влияния следующих основных параметров: вынимаемая мощность $m_в$; трещиноватость слоёв кровли пласта (расстояние между системами трещин) $l_{тр}$; мощность обрушающегося слоя пород $m_{обр.сл}$; коэффициенты разрыхления $k_р$, уплотнения $k_{упл}$ и пустотности $k_{пс}$; высота свободного пространства при обрушении $h_{св}$; шаги обрушения пород непосредственной кровли $l_{н.к}$ и основной $l_{о.к}$; продолжительность активной стадии процесса сдвижения геомассива $T_{пр}$, $T_{пад}$ и $T_{вос}$, соответственно,

по простиранию, падению и восстанию; высота зоны обрушения $h_{обр}$; коэффициенты проницаемости обрушенных пород $k_{пр}$ и макрошероховатости $l_{ш}$.

12. Разработана программа «Аэродинамика», в которой реализована математическая модель, связывающая геомеханические и аэрогазодинамические процессы, протекающие в зонах обрушения и нижней части зон трещин и разломов. С её использованием получены коэффициенты проницаемости и макрошероховатости обрушенных пород. Установлено, что наибольшая проницаемость $k_{пр.д}$ дезинтегрированных пород (исходная пористость от 1,0 до 10,0 %) составляет (в скобках указаны значения проницаемости после завершения активной стадии сдвижения геомассива): при максимальном коэффициенте разрыхления $k_{р.max}$ = 1,8 – $k_{пр.Д}$ = 1020-1140 Д (8,8-22,2 Д); при $k_{р.max}$ = 2,0 – $k_{пр.Д}$ = 1310-1430 Д (15,6-33,5 Д); при $k_{р.max}$ = 2,1 – $k_{пр.Д}$ = 1430-1550 Д (19,9-40,2 Д). Значения проницаемости верхней части зоны обрушения составляют 2,15-8,19 Д (0,05-1,62 Д), а нижней части зоны трещин и разломов – 0,39-3,38 Д (0,01-1,14 Д).

13. Установлено, что форма и размеры закрепного пространства и газового коллектора главным образом определяются в зависимости от таких горно-геологических и горнотехнических параметров, как вынимаемая мощность пласта $m_{в}$, длина очистного забоя $l_{о.з}$, структура, мощность, крепость и трещиноватость пород кровли. В работе непосредственной и основной кровли можно выделить два режима: первый – начальный, в котором параметры процессов посадки кровли находятся настраиваются; второй – установившийся. В последнем случае соотношение объёмов закрепного пространства и газового коллектора характеризуется разнонаправленным ступенеобразным изменением: если объём газового коллектора возрастает за счёт того, что отделяются и обрушаются консоли горных пород, то в тоже время объём закрепного пространства уменьшается – при падении фрагменты пород кровли укладываются в него. Таким образом, максимальному объёму газового коллектора соответствует минимальный объём закрепного пространства и наоборот.

Изменение объёма газового коллектора в результате происходящих циклических процессов обрушения консолей пород кровли может составлять от 3 до 48 % объёма очистного забоя.

14. Установлено, что доля ВП в газовом балансе выемочных участков достигает 0,7-0,9. Для обеспечения нормативного уровня безопасности ведения подземных горных работ и ритмичности работы очистных забоев коэффициент эффективности дегазации должен иметь близкие значения. Предложено использование результатов моделирования геомеханических и аэрогазодинамических процессов с учётом совместного влияния элементов системы «горные выработки – зона обрушения – дезинтегрированные породы – источники метановыделения» для целей разработки адаптируемых к конкретным горно-геологическим и горнотехническим условиям систем управления газовыделением при высокоинтенсивной отработке пологих угольных пластов очистными забоями, оборудованными механизированными комплексами.

15. Результаты исследований могут быть использованы в качестве предложений для внесения изменений в федеральные нормы и правила и разработке «Рекомендаций по проектированию вентиляции и дегазации выемочных участков».

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. «Трудовой кодекс Российской Федерации» от 30.12.2001 № 197-ФЗ. – URL: https://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_34683/.

2. Закон Российской Федерации от 21.02.1992 № 2395-1 «О недрах». – URL: https://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_343/.

3. Федеральный закон от 21.07.1997 № 116-ФЗ «О промышленной безопасности опасных производственных объектов». – URL: https://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_15234/.

4. Приказ Ростехнадзора от 08.12.2020 № 506 «Об утверждении Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Инструкция по аэрологической безопасности угольных шахт» (Зарегистрировано в Минюсте России 29.12.2020, рег. № 61918). – URL: https://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_372974/.

5. Приказ Ростехнадзора от 08.12.2020 № 507 «Об утверждении Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах» (Зарегистрировано в Минюсте России 18.12.2020, рег. № 61587). – URL: https://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_372172/.

6. Приказ Ростехнадзора от 11.12.2020 № 520 «Об утверждении Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Инструкция по локализации и ликвидации последствий аварий на опасных производственных объектах, на которых ведутся горные работы» (Зарегистрировано в Минюсте России 21.12.2020 № 61628). – URL: https://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_372027.

7. Приказ Ростехнадзора от 28.12.2023 № 504 «Об утверждении Руководства по безопасности «Рекомендации по аэрологической безопасности угольных шахт». – URL: https://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_468158/.

8. ГОСТ 25100-2020. Грунты. Классификация. – Дата введения 2021-01-01. – URL: https://docs.cntd.ru/document/1200174302.

9. ГОСТ 31560-2012. Крепи металлические податливые рамные. Крепь арочная. Общие технические условия. – Дата введения 2014-01-01. – URL: https://docs.cntd.ru/document/1200102754.

10. ГОСТ Р 55154-2019. Оборудование горно-шахтное. Многофункциональные системы безопасности угольных шахт. Общие технические требования. – Дата введения 2020-08-01. – URL: https://docs.cntd.ru/document/1200170005.

11. ГОСТ 18662-83. Профили горячекатаные СВП для крепи горных выработок. Сортамент. – Дата введения 1985-01-01. – URL: https://docs.cntd.ru/document/1200009047.

12. Временное руководство по расчёту первичного и последующего шагов обрушения пород кровли при разработке угольных пластов длинными столбами по простиранию. – Кемерово: НЦ ВостНИИ, 1973. – 25 с.

13. Временные рекомендации по снижению газообильности выемочных участков шахт Кузбасса поверхностными газоотсасывающими вентиляторами, установленными на устьях вентиляционных скважин. – Кемерово: ВостНИИ, 1987. – 30 с.

14. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных выработок на угольных месторождениях / Кол. авт. – СПб.: Минтопэнерго РФ, РАН, Гос. НИИ горн. геомех. и маркшейд. дела – Межотраслевой науч. центр ВНИМИ. – 1998. – 291 с.

15. Предупреждение газодинамических явлений в угольных шахтах (Сборник документов) Серия 05. Выпуск 2 / Кол. авт. – 2-е изд., испр. – М.: Государственное предприятие Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России, 2001. – 320 с.

16. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт / Кол. авт. – Макеевка-Донбасс: МакНИИ, 1989. – 319 с.

17. Сборник нормативных правовых актов военизированных горноспасательных частей / Кол. авт. – М.: МЧС России, 2014. – 284 с.

18. Свидетельство о регистрации программы для ЭВМ № RU 2015616576. Вентиляция: заявл. № 2015613156 от 20.04.2015, опубл. 15.06.2015 / О.Ю. Лукашов, Д.Ю. Палеев, Н.В. Григорьева, В.В. Ващилов. – 1 с.

19. Свидетельство о регистрации программы для ЭВМ № RU 2017614796. Вентиляция выемочных участков: заявл. № 2017610740 от 24.01.2017, опубл. 27.04.2017 / Ю.М. Говорухин, А.Н. Домрачев, В.Г. Криволапов, О.Ю. Лукашов, Д.Ю. Палеев. – 1 с.

20. Свидетельство о регистрации электронного ресурса № 20629. Комплекс программ для прогноза геомеханических и технологических параметров подземных горных выработок и неоднородных угольных целиков с тестированием численной модели по результатам точечного мониторинга: зарег. 09.12.2014 / Д.М. Борзых, С.В. Риб, В.Н. Фрянов; организация-разработчик: ООО «Прокопуголь». – Гос. акад. Наук РАО, ИНИПИ. – 2014.

21. Свидетельство об официальной регистрации программы для ЭВМ № 2000610937. Программа подготовки данных для проведения расчётов геомеханических параметров угольных шахт методом конечных элементов: заявл. № 2000610798 от 24.06.2000, зарег. 21.09.2000 / В.Н. Фрянов, Ю.А. Степанов. – М: Роспатент, 2000.

22. Свидетельство об официальной регистрации программы для ЭВМ № 2001610645. Программа расчёта геомеханических параметров для исследования взаимодействия секции механизированной крепи с углепородным массивом: заявл. № 2001610402 от 02.04.2001, зарег. 31.05.2001. – М: Роспатент, 2001.

23. Свидетельство об официальной регистрации программы для ЭВМ № 2000610940. Имитационное моделирование работы механизированной крепи КМ138И в очистном забое угольной шахты / Ю.А. Степанов, В.В. Дмитриев; заявитель и правообладатель СибГИУ. – М: Роспатент, 2000.

24. Акт расследования аварии с групповым несчастным случаем со смертельным исходом, происшедшей 09.02.2005 в 07 часов 57 минут в филиале «Шахта «Есаульская» ОАО «ОУК «Южкузбассуголь».

25. Акт технического расследования аварии с групповым несчастным случаем, произошедшим на ОАО «Распадская» ЗАО «Распадская угольная компания» 08.05.2010.

26. Акт технического расследования причин аварии, происшедшей 02.12.1997 на шахте «Зыряновская» АО УК «Кузнецкуголь».

27. Акт технического расследования причин аварии, происшедшей 24.05.2007 на филиале «Шахта «Юбилейная» ОАО «ОУК «Южкузбассуголь».

28. Акт технического расследования причин аварии, происшедшей 25 февраля 2016 года в 14 часов 09 минут на выемочном участке Лавы 412-з пласта «Мощный» структурного подразделения АО «Воркутауголь» «Шахта Северная».

29. Заключение по расследованию аварии, происшедшей 19.03.2007 в 14 часов 12 минут в филиале «Шахта «Ульяновская» ОАО «ОУК «Южкузбассуголь».

30. Заключение экспертной группы по установлению обстоятельств и причин аварии, произошедшей 25.02.2016 в 14 ч. 09 мин. на выемочном участке Лавы 412-з пласта Мощного СП АО «Воркутауголь» «Шахта Северная», выполненое на основании распоряжения № 7 от 25.05.2016 «О проведении экспертизы» Печорского Управления Ростехнадзора.

31. Заключение экспертной комиссии по расследованию аварии и группового несчастного случая, произошедших 10 апреля 2004 года в 06 часов 20 минут в филиале «Шахта «Тайжина» ОАО «ОУК «Южкузбассуголь».

32. Абрамов Ф.А., Бойко В.А., Гращенков Н.Ф. и др. Справочник по рудничной вентиляции. – Под ред. К. З. Ушакова. – М.: Недра, 1977. – 328 с.

33. Абрамов Ф.А., Грецингер Б.Е., Соболевский В.В. и др. Аэрогазодинамика выемочного участка. – М.: Изд-во «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2011. – 232 с.

34. Абрамов Ф.А., Фельдман Л.П., Святный В.А. Моделирование динамических процессов рудничной аэрологии. – Киев: Наук. думка, 1981. – 284 с.

35. Абрамович Г.Н. Прикладная газовая динамика. – М.: Наука, 1976. – 888 с.

36. Абрамович Г.Н. Теория турбулентных струй. – Репринтное воспроизведение издания 1960 г. – М.: Эколит, 2011. – 720 с.

37. Айруни А.Т. Теория и практика борьбы с рудничными газами на больших глубинах. – М.: Недра, 1981. – 335 с.

38. Айруни А.Т., Клебанов Ф.С., Смирнов О.В. Взрывоопасность угольных шахт. – М.: Изд-во «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2011. – 264 с.

39. Акимов А.Г., Земисев В.Н., Кацнельсон Н.Н. и др. Сдвижение горных пород при подземной разработке угольных и сланцевых месторождений. – М.: Недра. – 1970. – 224 с.

40. Алексеев Е.Р., Злобин Г.Г., Костюк Д.А. и др. Программирование на языке C++ в среде Qt Creator. – М.: ALT Linux, 2015. – 448 с.

41. Алехичев С.П., Пучков Л.А. Аэродинамика зон обрушения и расчёт блоковых утечек воздуха. – Л.: Недра, 1968. – 67 с.

42. Алимжанов М.Т. Устойчивость равновесия тел и задачи механики горных пород. – Алма-Ата: Наука, 1982. – 272 с.

43. Альбом течений жидкости и газа: пер. с англ. / сост. М. Ван-Дайк. – М.: Мир, 1986. – 184 с.

44. Ананьев В.П., Потапов А.Д. Инженерная геология: учебник для строит. спец. вузов. – 4-е изд., стер. – М.: Высш. шк., 2006. – 575 с.

45. Артемьев В.Б., Коршунов Г.И., Логинов А.К., Шик В.М. Горная геомеханика. – СПб.: Наука, 2011. – 102 с.

46. Баклашов И.В. Геомеханика: учебник для вузов. В 2 т. – М.: Изд-во МГГУ, 2004. – Т.1. Основы геомеханики. – 208 с.

47. Баклашов И.В. Деформирование и разрушение породных массивов. – М.: Недра, 1988. – 271 с.

48. Баклашов И.В., Картозия Б.А. Механика горных пород. – М.: Недра, 1975. – 271 с.

49. Баклашов И.В., Картозия Б.А. Механические процессы в породных массивах: учебник для вузов. – М.: Недра, 1986. – 272 с.

50. Баклашов И.В., Картозия Б.А., Шашенко А.Н. и др. Геомеханика: учебник для вузов. В 2 т. – М.: Изд-во МГГУ, 2004. – Т.2. Геомеханические процессы. – 249 с.

51. Батугин С.А. Анизотропия массива горных пород. – Новосибирск: Наука. Сиб. Отделение, 1988. – 86 с.

52. Безухов Н.И. Основы теории упругости, пластичности и ползучести. – М.: Высшая школа, 1968. – 512 с.

53. Безухов Н.И., Лужин О.В. Приложение методов теории упругости и пластичности к решению инженерных задач. – М.: Высшая школа, 1974. – 200 с.

54. Бенявски З. Управление горным давлением: пер. с англ. – М.: Мир, 1990. – 254 с.

55. Блохин Д.И., Закоршменный И.М., Кубрин С.С. и др. Численные исследования влияния изменений напряжённо-деформированного состояния углепородного массива на устойчивость дегазационных скважин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2023. – № 11. – С.17-32.

56. Болбат И.Е., Лебедев В.И., Трофимов В.А. Аварийные вентиляционные режимы в угольных шахтах. – М.: Недра, 1992. – 206 с.

57. Борисов А.А. Механика горных пород и массивов. – М.: Недра, 1980. – 360 с.

58. Борисов А.А. Расчёты горного давления в лавах пологих пластов. – М.: Недра, 1964. – 280 с.

59. Борисов А.А., Матанцев В.И., Овчаренко Б.П., Воскобоев Ф.Н. Управление горным давлением. – Под. ред. А.А. Борисова. – М.: Недра, 1983. – 168 с.

60. Борисов А.А., Мельников Э.Ф. Управление состоянием массива горных пород. – Кемерово: КузПИ, 1978. – 120 с.

61. Борисов А.А., Овчаренко Б.П., Павлов А.В. Управление горным давлением. – Л.: ЛГИ, 1977. – 100 с.

62. Бурчаков А.С., Гринько Н.К., Черняк И.Л. Процессы подземных горных работ. – Изд. 2, перераб. и доп. – М.: Недра, 1976. – 408 с.

63. Бурчаков А.С., Жежелевский Ю.А., Ярунин С.А. Технология и механизация подземной разработки пластовых месторождений: учебник для вузов. – М.: Недра, 1989. – 431 с.

64. Бухтияров А.М., Маликова Ю.П., Фролов Г.Д. Практикум по программированию на фортране (ОС ЕС ЭВМ). – М.: Наука. Главная редакция физико-математической литературы. – 1983. – 305 с.

65. Ванжа Ю.П. Прогноз газовыделения и управления газопылевоздушной средой в шахтах. – Томск: Изд-во Томск. ун-та, 1995. – 147 с.

66. Васенин И.М., Костеренко В.Н., Крайнов А.Ю., Лукашов О.Ю., Палеев Д.Ю., Шрагер Э.Р. Газодинамический метод расчёта нестационарных нормальных и аварийных режимов проветривания шахты // Пожарная безопасность. – Балашиха, 2018. – № 1. – С.32-41.

67. Васенин И.М., Крайнов А.Ю. Численное моделирование дегазации угольных пластов // Инженерно-физический журнал. – Институт тепло- и массообмена им. А. В. Лыкова НАН Беларуси, 2017. – Т.90. – № 6. – С.1470-1476.

68. Васильев П.В., Иванов К.И., Карнышев А.Д. Управление кровлей на пологих пластах. – М.: Госгортехиздат, 1962. – 252 с.

69. Васильев П.В., Малинин С.И. Влияние основных геологических факторов на поведение пород в горных выработках. – М.: Госгортехиздат, 1960. – 96 с.

70. Веригин Н.Н. Методы определения фильтрационных свойств горных пород. – М.: Госстройиздат, 1962. – 180 с.

71. Виттке В. Механика скальных пород: пер. с нем. – М.: Недра, 1990. – 439 с.

72. Вишняков М.А., Мячин В.В. Разработка методики прогноза параметров метановыделения при неравномерном движении очистного забоя угольных шахт Кузбасса // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: сб. науч. статей / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2010. – С.379-388.

73. Воеводин А.Ф., Шугрин С.М. Численные методы расчёта одномерных систем. – Новосибирск: Наука, 1981. – 208 с.

74. Воронин В.Н. Основы рудничной аэро-газодинамики; под общ. науч. рук. и ред. А.А. Скочинского. – М.: Углетехиздат, 1951. – 491 с.

75. Выгодский М.Я. Справочник по высшей математике. – М.: АСТ Астрель, 2006. – 991 с.

76. Вылегжанин В.Н. Физические и геомеханические основы оптимизации угольных шахт. – Новосибирск: Наука, 1981. – 209 с.

77. Вылегжанин В.Н., Егоров П.В., Мурашев В.И. Структурные модели горного массива в механизме геомеханических процессов. – Новосибирск: Наука. Сиб. отд-ние, 1990. – 295 с.

78. Галлагер Р. Метод конечных элементов. Основы: пер. с англ. – М.: Мир, 1984. – 428 с.

79. Гиматудинов Ш.К. Физика нефтянного и газового пласта. – Изд. 2, перераб. и доп. – М.: Недра, 1971. – 312 с.

80. Глузберг Е.И., Гращенков Н.Ф., Шалаев В.С. Комплексная профилактика газовой и пожарной опасности в угольных шахтах. – М.: Недра, 1988. – 181 с.

81. Говорухин Ю.М. Методика разработки исходных данных для моделирования геомеханических процессов, происходящих в выработанном пространстве // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: сб. науч. статей / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2011. – С.112-115.

82. Говорухин Ю.М. О возможности использования вертикальных скважин большого диаметра в схемах вентиляции угольных шахт // Наукоёмкие

технологии разработки и использования минеральных ресурсов: сб. науч. статей / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2009. – С.291-295.

83. Говорухин Ю.М. О возможности моделирования газодинамических процессов в выработанном пространстве выемочного участка // Проблемы и перспективы добычи и переработки угля в Кузбассе: Труды I региональной научно-практической конференции. – Новокузнецк: СибГИУ, 2010. – С.86-89.

84. Говорухин Ю.М. Разработка метода оценки параметров воздухораспределения для снижения скорости окислительных процессов в выработанном пространстве угольных шахт: автореф. дис…. канд. техн. наук; НЦ ВостНИИ. – Кемерово, 2012. – 21 с.

85. Говорухин Ю.М. Разработка метода оценки параметров воздухораспределения для снижения скорости окислительных процессов в выработанном пространстве угольных шахт: дис. … канд. техн. наук: спец. 05.26.03: защищена 10.05.12: утв. 31.08.12. – Кемерово, 2012. – 126 с. – Библиогр.: С.114-126. – 04201267672.

86. Говорухин Ю.М., Бородкин К.Ю., Зенгер Е.Ю. Программный комплекс «Вентиляция. Версия 1.0», как составная часть учебной дисциплины «Геоинформационные системы» // Нетрадиционные и интенсивные технологии разработки месторождений полезных ископаемых: сб. науч. статей / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2008. – Вып. 1. – С.134-137.

87. Говорухин Ю.М., Домрачев А.Н., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю. Математическое моделирование миграции метана в горные выработки при остановленном очистном забое // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2017. – № 3 – С.424-429.

88. Говорухин Ю.М., Домрачев А.Н., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю. Моделирование процессов распространения параметров ударной воздушной волны по выработкам и её взаимодействия с инженерными сооружениями //

Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2023. – № 9. – С.322-333.

89. Говорухин Ю.М., Домрачев А.Н., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю. О методе оценки объёмов загазования взрывоопасной метановоздушной смесью горных выработок угольных шахт // Безопасность технологических процессов и производств: Труды III Международной научно-практической конференции. 26 мая 2021 г., г. Екатеринбург / отв. редактор В.А. Елохин; Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2021. – С.13-18.

90. Говорухин Ю.М., Домрачев А.Н., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю., Поздеева И.М. К вопросу об оценке адекватности модели шахтной вентиляционной сети // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2022. – № 8 – С.349-352.

91. Говорухин Ю.М., Домрачев А.Н., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю., Поздеева И.М. Разработка системы имитационного моделирования очистных работ в длинном комплексно-механизированном забое при переходе разрывного нарушения // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2022. – № 8. – С.352-354.

92. Говорухин Ю.М., Домрачев А.Н., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю., Филатов Ю.М. Об эффективности дегазации выемочных участков для условий пологих пластов юга Кузбасса // Безопасность труда в промышленности: научно-производственный журнал. – М., 2017. – № 12. – С.11-17.

93. Говорухин Ю.М., Домрачев А.Н., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю. О фактических аэродинамических сопротивлениях горных выработок, полученных в ходе воздушно-депрессионных съёмок на угольных шахтах // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – Тула, 2022. – № 3. – С.251-261.

94. Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г. Геомеханические основы разработки схем проветривания выемочных участков и обеспечения промышленной безопасности при высокоинтенсивной отработке выемочных столбов // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – Кемерово. Вып. 1, 2024. – С.17-26.

95. Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г. К вопросу об управлении газовыделением выемочного участка // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: сб. науч. статей / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2010. – С.396-399.

96. Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г. Моделирование процессов взаимодействия ударной воздушной волны с диспергированными средами (вода) // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2024. – № 10. – С.270-277.

97. Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Домрачев А.Н., Лукашов О.Ю. Программа расчёта вентиляции выемочных участков // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк. – 2016. – № 2. – С.445-448.

98. Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Коряга М.Г., Палеев Д.Ю. Моделирование газодинамических процессов при изоляции выработок аварийных участков с использованием гидрозатворов // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2020. – № 6. – С.376-380.

99. Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Лукин К.Д., Векслер Ю.А. Направление исследований на кафедре разработки пластовых месторождений по повышению безопасности ведения горных работ // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: сб. науч. статей / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2010. – С.444-448.

100. Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю. Анализ существующих алгоритмов оценки дебитов метана из разрабатываемых пологих пластов с целью определения структуры газового баланса выемочных участков // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2019. – № 5. – С.445-448.

101. Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю. Использование CFD-пакетов при решении задач вентиляции шахт и подготовке горных инженеров // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2019. – № 5 – С.453-458.

102. Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю. Исследование аэродинамических особенностей тупиковых выработок, проветриваемых за счёт турбулентной диффузии // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. Тула, 2020. – № 1. – С.392-400.

103. Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю. О способе внесения в модель топологии объёмов загазования в закрепном пространстве выемочных участков при расчётах взрывобезопасных расстояний // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2020. – № 6. – С.373-375.

104. Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю., Кнышенко А.Н. Сравнительная оценка фактического и проектного метановыделения в выработанное пространство угольных шахт // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – Кемерово. Вып. 1, 2010. – С.27-30.

105. Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Подгорных Л.Б. Проблема востребованности идей А.А. Скочинского в области безопасности подземной угледобычи // Наука и молодёжь: проблемы, поиски, решения; под общей редакцией Л.П. Мышляева. – Новокузнецк, 2008. – С.41-45.

106. Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Сенкус Вал.В., Мясников Н.В. Применение многорядной системы перфорированных преград для снижения величины избыточного давления во фронте ударной воздушной волны // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2024. – № 10. – С.278-285.

107. Говорухин Ю.М., Кубрин С.С. О значениях коэффициентов аэродинамических сопротивлений трения горных выработок больших поперечных сечений // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. Тула, 2024. – № 2. – С.425-439.

108. Говорухин Ю.М., Кубрин С.С. О перспективном направлении повышения эффективности управления газовыделением на выемочных участках угольных шахт // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2024. – № 10 – С.265-270.

109. Говорухин Ю.М., Лукин М.К. Аэродинамический способ торможения окислительных процессов в выработанных пространствах угольных шахт // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2013. – № 5. – С.251-255.

110. Говорухин Ю.М., Палеев Д.Ю. Методика расчёта распределения коэффициента разрыхления в зоне обрушения при отработке пологих пластов средней мощности Кузбасса // XXIV Международная научно-практическая конференция по проблемам пожарной безопасности, посвящённая 75-летию создания ФГБУ ВНИИПО МЧС России: Тезисы докладов. Часть 3. – М., 2012. – С.254-256.

111. Говорухин Ю.М., Риб С.В., Никитина А.М., Фрянов В.Н. Моделирование численными методами процессов обрушения кровли // Горный журнал. – М., 2019. – № 4. – С.23-26.

112. Говорухин Ю.М., Фрянов В.Н., Палеев Д.Ю. Численное моделирование взаимодействующих геомеханических и аэродинамических процессов

на выемочном участке // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. Тула, 2019. – № 2. – С.288-299.

113. Говорухин Ю.М., Домрачев А.Н., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю., Балаганский М.Ю. Методология моделирования фильтрации газовоздушных смесей в выработанном пространстве выемочного участка // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – Кемерово. Вып. 1, 2011. – С.72-76.

114. Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю. и др. Повышение качества и оперативности выполнения инженерных расчётов при ведении горноспасательных работ // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2019. – С.450-453.

115. Годунов С.К., Забродин А.В., Иванов М.Я. и др. Численное решение многомерных задач газовой динамики. – М.: Наука, 1976. – 400 с.

116. Горбатов В.А., Мячин В.В., Шаров С.А. и др. Учебник подземного горноспасателя: в 4 т. – Новокузнецк: ОАО «Новокузнецкий полиграф комбинат, 2004-2005. – Т.1-4.

117. Горное дело: энциклопедический справочник. Т.6 Рудничная атмосфера и вентиляция. Борьба с пылью, газами и пожарами. Горноспасательное дело; под ред. А.А. Скочинского. – М.: Углетехиздат, 1959. – 376 с.

118. Гращенков Н.Ф., Петросян А.Э., Фролов М.А. и др. Рудничная вентиляция: справочник; под ред. К.З. Ушакова. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1988. – 440 с.

119. Демура В.Н., Артемьев В.Б., Ясюченя С.В. и др. Технологические схемы подготовки и отработки выемочных участков на шахтах ОАО СУЭК-Кузбасс: альбом. – М.: Горное дело ООО «Киммерийский центр», 2014. – 256 с.

120. Дик И.Г., Дьяченко Е.Н., Миньков Л.Л. Моделирование случайной упаковки шаров // Физическая мезомеханика. 2006. – № 4 (9). – С. 63-70.

121. Домрачев А.Н., Говорухин Ю.М. Разработка и внедрение в учебный процесс системы поддержки принятия решений при разработке технологической схемы очистного участка // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. Тула, 2018. – № 1. – С.159-165.

122. Домрачев А.Н., Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю. Анализ и прогноз динамики аварий и инцидентов на предприятиях горной промышленности и подземного строительства Российской Федерации // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2019. – № 5. – С.448-450.

123. Домрачев А.Н., Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю. Анализ методологии оценки риска обрушения подземных горных выработок // Eurasian Physical Technical Journal, 2016. – Vol.13. – No.2 (26). – Pp.24-29.

124. Домрачев А.Н., Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю. Об использовании аппарата нечёткой логики для повышения адекватности моделей шахтных вентиляционных сетей при решении задач инженерного обеспечения аварийно-спасательных работ // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. Тула, 2021. – № 4. – С.204-208.

125. Домрачев А.Н., Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю. Разработка и реализация алгоритма оценки действий руководителя горноспасательных работ при ликвидации аварий на объектах ведения горных работ // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2019. – № 5. – С.436-438.

126. Домрачев А.Н., Говорухин Ю.М., Палеев Д.Ю., Поздеева И.М. Оценка влияния состояния подготовительных выработок на показатели работы короткого забоя // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. Тула, 2021. – № 4. – С.352-356.

127. Домрачев А.Н., Криволапов В.Г., Говорухин Ю.М., Масленков А.В. Методология анализа и оценки риска при ведении аварийно-спасательных работ на горных предприятиях: монография // Кемерово: Кузбассвузиздат, 2013. – 204 с.

128. Домрачев А.Н., Криволапов В.Г., Говорухин Ю.М., Палеев Д.Ю. К вопросу о формализации оценки действий руководителя ликвидации аварии при ведении аварийно-спасательных работ на горных предприятиях // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2018. – № 4. – С.476-479.

129. Домрачев А.Н., Палеев Д.Ю., Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Липатин В.И. Использование экспертных методов и методов теории игр при принятии решений в ходе аварийно-спасательных работ // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – Кемерово. Вып. 1, 2014. – С.33-36.

130. Домрачев А.Н., Палеев Д.Ю., Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Липатин В.И. К вопросу об оценке трудоёмкости ведения аварийно-спасательных работ на горных предприятиях // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – Кемерово. Вып. 1, 2014. – С.37-39.

131. Домрачев А.Н., Палеев Д.Ю., Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Липатин В.И. Использование аппарата нейронных сетей и нечёткой логики при оценке вероятности взрыва пылеметановоздушной смеси // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – Кемерово. Вып. 1, 2014. – С.40-43.

132. Домрачев А.Н., Риб С.В., Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г. Алгоритм вероятностной оценки длительности простоев комплексно-механизированного очистного забоя // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2017. – № 3. – С.153-155.

133. Егоров П.В., Штумпф Г.Г., Ренев А.А. и др. Геомеханика. – Кемерово: Кузбассвузиздат, 2001. – 276 с.

134. Еремеев Е.П., Пак В.С., Устинов Н.И. Особенности прогноза газообильности выработок глубоких шахт // Вентиляция, борьба с газом и пылью в угольных шахтах: научные сообщения. – Выпуск 236. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1985. – С.31-36.

135. Ермаков А.Ю., Калинин С.И., Мельник В.В., Новосельцев С.А. Технология одностадийной разработки мощных пологих угольных пластов с выпуском угля на завальный конвейер: монография. – Новокузнецк: ООО «Сибнииуглеобогащения», 2013. – 257 с.

136. Ершов Л.В., Либерман Л.К., Нейман И.Б. Механика горных пород. – М.: Недра, 1987. – 192 с.

137. Жайнаков А.Ж., Курбаналиев А.Ы., Калеева А.К. Сравнение различных моделей турбулентности при моделировании течения в трёхмерном диффузоре // Территория науки. Технические науки. – 2017. – № 5. – С.48-55.

138. Захаров В.Н., Забурдяев В.Н., Кубрин С.С. и др. Углепородные массивы: прогноз устойчивости, риски, безопасность: монография – Т.3. Подземные горные работы; кн. 9. – Сер. Библиотека горного инженера. – М.: Изд-во «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2013. – 280 с.

139. Захаров В.Н., Кубрин С.С., Фейт Г.Н. Определение напряжённо-деформированного состояния горных пород при разработке угольных пластов, опасных по гео- и газодинамическим явлениям // Уголь. – 2012. – № 10. – С.34-36.

140. Зенкевич О., Чанг И. Метод конечных элементов в теории сооружений и в механике сплошных сред: пер. с англ. О.П. Троицкого, С.В. Соловьева, под ред. Ю.К. Зарецкого. – М.: Недра, 1974. – 240 с.

141. Златицкая Ю.А. Адаптация алгоритма и программного обеспечения метода конечных элементов для расчёта напряжений и деформаций в есте-

ственных и упрочнённых породах // Нетрадиционные и интенсивные технологии разработки месторождений полезных ископаемых. – Новокузнецк, 2002. – С.102-106.

142. Златицкая Ю.А., Фрянов В.Н. Геомеханическое обоснование параметров опасных зон и технологии упрочнения пород в окрестности подземных горных выработок: монография. – Новокузнецк: СибГИУ, 2006. – 160 с.

143. Игнатенко К.П., Брайцев А.В., Эйнер Ф.Ф. Вентиляция, подземные пожары и горноспасательное дело. – Изд. 3-е, перераб. и доп. – М.: Недра, 1975. – 248 с.

144. Идельчик И.Е. Справочник по гидравлическим сопротивлениям. – Под ред. М.О. Штейнберга. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Машиностроение, 1992. – 672 с.

145. Ильштейн А.М. Закономерности проявлений горного давления. – М.: Углетехиздат, 1958. – 272 с.

146. Каледина Н.О. Вентиляция производственных объектов. – М.: Изд-во МГГУ, 2008. – 193 с.

147. Каледина Н.О. Проблемы обеспечения метановой безопасности при высокопроизводительной выемке угля // Мир горной книги: Отдельный выпуск: Метан. – М., 2008. – С.22-23.

148. Каледина Н.О. Требования к проектированию систем вентиляции высокопроизводительных угольных шахт // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2005. – С.44-56.

149. Каледина Н.О., Кобылкин А.С., Кобылкин С.С. Моделирование пульсирующего проветривания горных выработок // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2011. – № S7. – С.449-453.

150. Каледина Н.О., Кобылкин С.С. Моделирование процессов вентиляции шахт для обеспечения метанобезопасности горных работ // Горный журнал. – М., 2011. – № 7. – С. 101-103.

151. Каледина Н.О., Кобылкин С.С. О выборе способа проветривания тупиковых горных выработок газообильных угольных шахт // Горный журнал. – М., 2014. – № 12. – С. 99-103.

152. Каледина Н.О., Кобылкин С.С. Обоснование области применения и выбора метода обеспечения метановой безопасности высокопроизводительной очистной выемки угля // Мир горной книги: Отдельный выпуск: Метан. – М., 2008. – С.9-22.

153. Каледина Н.О., Кобылкин С.С. Объёмное моделирование как метод исследования и управления термо- и аэрогазодинамическими процессами на горных предприятиях // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2013. – № 1. – С.149-156.

154. Каледина Н.О., Кобылкин С.С. Расчёт аэродинамических параметров выработанных пространств. – М.: Изд-во «Горная книга», 2015. – 44 с.

155. Каледина Н.О., Кобылкин С.С. Системное проектирование вентиляции шахт на основе объёмного моделирования аэрогазодинамических систем // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2012. – № S1. – С. 282-293.

156. Калинин С.И., Лютенко А.Ф., Егоров П.В. и др. Управление горным давлением при разработке пологих пластов с труднообрушаемой кровлей на шахтах Кузбасса. – Кемерово: Кемер. кн. изд-во, 1991. – 248 с.

157. Канлыбаева Ж.М. Закономерности сдвижения горных пород в массиве. – М.: Наука, 1968. – 218 с.

158. Каплунов Д.Р., Качурин Н.М., Сенкус Вит.В., Ермаков А.Ю., Сенкус Вал.В. Комбинированная технология системной разработки угольных месторождений: монография. – Кемерово: АИ «Кузбассвузиздат», 2017. – 452 с.

159. Каплунов Д.Р., Качурин Н.М., Стась Г.В., Ермаков А.Ю. Аэрологическая безопасность углекислотообильных шахт. – Кемерово: АИ «Кузбассвузиздат», 2018. – 287 с.

160. Карзов Г.П., Марголин Б.З., Швецова В.А. Физико-механическое моделирование процессов разрушения. – СПб.: Политехника, 1993. – 391 с.

161. Карпов Е.Ф., Клебанов Ф.С., Фирганек Б. и др. Природные опасности в шахтах, способы их контроля и предотвращения; под ред. Ф.С. Клебанова. – М.: Недра, 1981. – 471 с.

162. Карташов Ю.М., Матвеев Б.В., Михеев Г.В. Прочность и деформируемость горных пород. – М.: Недра, 1979. – 269 с.

163. Кацауров И.Н. Механика горных пород. – М.: Недра, 1981. – 166 с.

164. Качурин Н.М., Воробьев С.А., Левин А.Д., Ботов Ф.М. Моделирование аэрогазодинамических процессов при проветривании выработок большого сечения // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. Тула, 2015. – № 1. – С.56-64.

165. Качурин Н.М., Ермаков А.Ю., Сенкус Вал.В. Аэрогазодинамика очистных и подготовительных участков при отработке мощных пологих пластов: монография. – Кемерово: АИ «Кузбассвузиздат», 2017. – 287 с.

166. Качурин Н.М., Левин А.Д., Ботов Ф.М. Аэрогазодинамические процессы при строительстве тоннелей большого сечения // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. Тула, 2015. – № 1. – С.46-55.

167. Качурин Н.М., Мохначук И.И., Лискова М.Ю., Бутылева С.Д. Теоретическое обоснование закономерностей движения воздуха в горных выработках большого поперечного сечения // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – Тула, 2013. – № 1. – С.71-80.

168. Качурин Н.М., Мохначук И.И., Поздеев А.А., Стась Г.В. Аэрогазодинамика очистных участков шахт и рудников // Проблемы безопасности и эффективности освоения георесурсов в современных условиях: сб. трудов конференции. – Пермь, 2014. – С.381-386.

169. Кашибадзе В.В. Аэродинамическое сопротивление горных выработок. – М.: Недра, 1983. – 151 с.

170. Керкис Е.Е. Методы изучения фильтрационных свойств горных пород. – Л.: Недра, 1975. – 231 с.

171. Кирин Б.Ф., Ушаков К.З. Рудничная и промышленная аэрология: учебник для вузов. – М.: Недра, 1983. – 256 с.

172. Клебанов Ф.С. Аэродинамическое управление газовым режимом в шахтных вентиляционных сетях. – М.: Наука, 1974. – 136 с.

173. Клебанов Ф.С. Воздух в шахте. – М.: Изд-во «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2011. – 576 с.

174. Кобылкин А.С. Исследование распределения вредных газов в горных выработках с использованием компьютерного моделирования // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2014. – № 10. – С.202-207.

175. Кобылкин А.С., Кобылкин С.С. Исследование движения воздуха через неоднородную пористую среду // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2015. – № 8. – С.224-228.

176. Кобылкин С.С. К вопросу о рациональных схемах проветривания высокопроизводительных выемочных участков газообильных шахт // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2009. – № S13. – С.90-97.

177. Кобылкин С.С. Тактические расчёты по горноспасательному делу. – М.: Изд-во «Горная книга», 2016. – 108 с.

178. Колмаков В.А. Метановыделение и борьба с ним в шахтах. – М.: Недра, 1981. – 134 с.

179. Колмаков В.А., Брабандер С.П., Беспятов Г.А. Прогноз и управление газопереносом в массивах шахт. – Кемерово: КузПИ, 1992. – 248 с.

180. Комаров В.Б., Килькеев Ш.Х. Рудничная вентиляция. – Изд. 2-е, перераб. и доп. – М.: Недра, 1969. – 416 с.

181. Копылов К.Н., Закоршменный И.М., Кубрин С.С. Вопросы управления очистным комплексом при отработке высокогазоносных пластов на примере шахты «Полысаевская» АО «СУЭК-Кузбасс» // Уголь. – М., 2016. – № 12. – С.32-36.

182. Копылов К.Н., Кубрин С.С., Закоршменный И.М. Вопросы оперативного управления комплексным механизированным забоем высокопроизводительных выемочных участков // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2018. – № S48. – С.208-216.

183. Копылов К.Н., Кубрин С.С., Закоршменный И.М. Использование моделирования для управления очистным комбайном в высокопроизводительных лавах // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2019. – № 4. – С.30-40.

184. Копылов К.Н., Кубрин С.С., Закоршменный И.М., Решетняк С.Н. Резервы повышения эффективности работы выемочных участков угольных шахт // Уголь. – М., 2019. – № 3. – С.46-49.

185. Копылов К.Н., Кубрин С.С., Закоршменный И.М., Решетняк С.Н. Экспериментальные исследования параметров работы очистного комбайна угольной шахты при различных скоростях подачи // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2017. – № S29. – С.48-55.

186. Корн Г., Корн Т. Справочник по математике для научных работников и инженеров: пер. с англ. – М.: Наука, 1984. – 832 с.

187. Коровкин Ю.А., Савченко П.Ф. Теория и практика длиннолавных систем. – М.: Изд-во «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2012. – 808 с.

188. Коровкин Ю.А. Механизированные крепи очистных забоев. – М.: Недра, 1990. – 413 с.

189. Крайнов А.Ю., Лукашов О.Ю. Численное исследование эффективности взрывозащитных сооружений в выработках угольных шахт // Тезисы XVII Всероссийского симпозиума по горению и взрыву. – Черноголовка, 2024. – С.131.

190. Криволапов В.Г., Говорухин Ю.М. Возможность использования шахтного оборудования для прогнозирования газодинамических явлений при неравномерном подвигании очистного забоя // Нетрадиционные и интенсивные технологии разработки месторождений полезных ископаемых: сб. науч. статей, вып. 1. – Новокузнецк: СибГИУ, 2008. – С.128-133.

191. Криволапов В.Г., Говорухин Ю.М., Палеев Д.Ю. Проектная и фактическая эффективность дегазации на высокогазоносных шахтах // Вестник

Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – Кемерово. Вып. 1, 2009. – С.48-53.

192. Криволапов В.Г., Осягина В.А., Говорухин Ю.М. Повышение качества воздушно-депрессионных съёмок // XXIV Международная научно-практическая конференция по проблемам пожарной безопасности, посвящённая 75-летию создания ФГБУ ВНИИПО МЧС России: Тезисы докладов. Часть 3. – М., 2012. – С.371-373.

193. Ксенофонтова А.И. Сборник задач по рудничной вентиляции. – под ред. А.А. Скочинского. – М.-Л.: Углетехиздат, 1948. – 178 с.

194. Кубрин С.С., Закоршменный И.М., Блохин Д.И. Результаты экспериментальных исследований простоев технологического оборудования, вызванных обрушением кровли при отработке угольных пластов длинными лавами // Тезисы докладов Всероссийской научно-технической конференции с участием иностранных специалистов «Прогноз и предупреждение удароопасности при ведении горных работ». – 2022. – С.34-35.

195. Кубрин С.С. Роботизированный очистной комплекс по добыче угля подземным способом. Задачи, требующие решения // Проблемы и перспективы комплексного освоения и сохранения земных недр: сборник материалов / под редакцией академика РАН К.Н. Трубецкого; составители: докт. техн. наук В.С. Федотенко, канд. техн. наук А.В. Шляпин, канд. техн. наук А.Г. Красавин, канд. техн наук Н.А. Милетенко. – М.: ИПКОН РАН, 2024. – С.27-30.

196. Кубрин С.С., Подчуфаров И.Е. Представление коллекторов метана в геоинформационной модели шахтного поля // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2011. – № S6. – С.238-248.

197. Кубрин С.С., Решетняк С.Н., Закоршменный И.М., Карпенко С.М. Имитационное моделирование режимов работы оборудования комплексно-механизированного забоя угольной шахты // Устойчивое развитие горных территорий. – 2022. – т.14. – № 2. – С.286-294.

198. Кузнецов С.В., Кригман Р.Н. Природная проницаемость угольных пластов и методы её определения. – М.: Наука, 1978. – 122 с.

199. Кулибаба С.Б., Федоров Е.В. Математическое описание типовых кривых оседания в полумульде сдвижения // Проблемы и перспективы комплексного освоения и сохранения земных недр: сборник материалов / под редакцией академика РАН К.Н. Трубецкого; составители: докт. техн. наук В.С. Федотенко, канд. техн. наук А.В. Шляпин, канд. техн. наук А.Г. Красавин, канд. техн наук Н.А. Милетенко. – М.: ИПКОН РАН, 2024. – С.42-45.

200. Курячий Г.В., Маслинский К.А. Операционная система Linux: Курс лекций. – 2-е изд., исправл. – М.: ALT Linux; Изд-во ДМК Пресс, 2010. – 348 с.

201. Левин Л.Ю., Исаевич А.Г., Семин М.А., Газизуллин Р.Р. Исследование динамики пылевоздушной смеси при проветривании тупиковой выработки в процессе работы комбайновых комплексов // Горный журнал. – М., 2015. – № 1. – С.72-75.

202. Ли Х.У., Попов В.Б., Ермолаев А.М., Филатов Ю.М., Павлов А.Ф. Факторы, определяющие формирование метаноопасных зон в угольных шахтах // Уголь. – М., 2016. – № 7. – С.47-51.

203. Лойцянский Л.Г. Механика жидкости и газа: учебник для вузов. – 7-е изд., испр. – М.: Дрофа, 2003. – 840 с.

204. Лурий В.Г. Исследование деформирования пород массива с целью расчёта основных параметров механизированных крепей поддерживающего типа (на примере пологих, средней мощности, с неустойчивой непосредственной кровлей, пластов Кузбасса): дис. … канд. техн. наук: спец. 05.15.02: защищена 1975 / В.Г. Лурий – М., 1975. – 263 с. – Библиогр.: С.193-203.

205. Лыков И.Ф. Кливаж в горном массиве и его влияние на характер обрушаемости подработанных пород // Краткий научный отчёт. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1968. – 20 с.

206. Макаров А.Б. Практическая геомеханика. Пособие для горных инженеров. – М.: Изд-во «Горная книга», 2006. – 391 с.

207. Малышев Ю.Н., Худин Ю.Л., Васильчук М.П. и др. Проблемы разработки метаноносных пластов в Кузнецком угольном бассейне. – М.: Изд-во Академии горных наук, 1997. – 463 с.

208. Мальцев С.В., Казаков Б.П., Исаевич А.Г., Семин М.А. Исследование динамики процесса воздухообмена в системе тупиковых и сквозной выработок большого сечения // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2020. – № 2. – С.46-57.

209. Марчук Г.И. Методы вычислительной математики. – М.: Наука, 1977. – 456 с.

210. Мельник В.В., Качурин Н.М., Ермаков Е.А., Ермаков А.Ю., Сенкус Вит.В. Обоснование рациональных геотехнологических параметров выемочных участков для повышения полноты извлечения запасов угля на шахтах Кузбасса: монография. – Тула: Изд-во ТулГУ, 2016. – 150 с.

211. Мешков Г.Б., Петренко И.Е., Губанов Д.А. Итоги работы угольной промышленности России за 2023 год // Уголь. – М., 2024. – № 3. – С.18-29.

212. Милетич А.Ф. Утечки воздуха и их расчёт при проветривании шахт. – М.: Недра, 1968. – 146 с.

213. Миньков Л.Л., Оберемок А.А. Течение Куэтта между боковыми стенками закрытого канала и движущегося в нём вытянутого тела // Известия вузов. Физика. Томск, 2024 – № 11. – С.5-12.

214. Мироненко В.А. Динамика подземных вод: учебник для вузов. – М.: Недра, 1983. – 357 с.

215. Молчанов А.М. Математическое моделирование задач газодинамики и тепло-массообмена. – М.: Изд-во МАИ, 2013. – 208 с.

216. Морев А.М., Евсеев И.И. Дегазация сближенных пластов. – М.: Недра, 1975. – 168 с.

217. Мохирев Н.Н. Проветривание подземных горнодобывающих предприятий. – Пермь: Перм. гос. техн. ун-т, 2001. – 280 с.

218. Мудров А.Е. Численные методы для ПЭВМ на языках Бейсик, Фортран и Паскаль. – Томск: МП «РАСКО», 1991. – 272 с.

219. Мустель П.И. Рудничная аэрология. – М.: Недра, 1970. – 216 с.

220. Мякенький В.И. Сдвижение и дегазация пород и угольных пластов при очистных работах. – Киев: Наукова думка, 1975. – 100 с.

221. Мясников А.А., Колотовкин Л.Д. Борьба с газом в очистных выработках шахт. – Кемерово: Кемеровское книжное изд-во, 1975. – 108 с.

222. Мясников А.А., Маевская В.М, Белавенцев Л.П. и др. Аэродинамический режим выработанных пространств при разработке угольных пластов длинными столбами по простиранию. – М.: ЦНИЭИ Уголь, 1972. – 18 с.

223. Мясников А.А., Миллер Ю.А., Комаров Н.Е. Вентиляционные сооружения в угольных шахтах. – М.: Недра, 1983. – 270 с.

224. Мясников А.А., Павлов А.Ф., Бонецкий В.А. Повышение эффективности и безопасности горных работ. – М.: Недра, 1979. – 216 с.

225. Мясников А.А., Патрушев М.А. Основы проектирования вентиляции угольных шахт. – М.: Недра, 1971. – 232 с.

226. Мясников А.А., Рябченко А.С., Садчиков В.А. Управление газовыделением при разработке угольных пластов. – М.: Недра, 1987. – 216 с.

227. Мясников А.А., Старков С.П., Чикунов В.И. Предупреждение взрывов газа и пыли в угольных шахтах. – М.: Недра, 1985. – 205 с.

228. Мясников А.А., Садохин В.П., Жирнова Т.С. Применение ЭВМ для решения задач управления метановыделением в шахтах. – М.: Недра, 1977. – 248 с.

229. Нигматулин Р.И. Динамика многофазных сред. Ч.1. – М.: Наука. Гл. ред. физ.-мат. лит., 1987. – 464 с.

230. Никитина А.М., Фрянов В.Н. Геомеханическое обеспечение устойчивости подземных горных выработок в неоднородном углепородном массиве: монография. – Новокузнецк: СибГИУ, 2009. – 199 с.

231. Николаевский В.Н. Геомеханика и флюидомеханика. – М.: Недра, 1996. – 447 с.

232. Ногих С.Р., Павлов А.Н. Влияние скорости подвигания очистного забоя на метановыделение из вмещающих пород и пластов спутников // Уголь. – М., 2001. – № 4. – С.31-34.

233. Норри Д., де Фриз Ж. Введение в метод конечных элементов: пер. с англ. – М.: Мир, 1981. – 304 с.

234. Оберемок А.А., Крайнов А.Ю., Миньков Л.Л. Численное исследование тепловентиляционного состояния припортального тамбура тоннеля в зимнее время года // Вестник Томского государственного университета. Математика и механика. Томск, 2025. – № 93. – С.140-159.

235. Овчаренко Б.П. Механизм трещинообразования в кровле угольных пластов. – Л.: Изд-во Ленингр. ун-та, 1983. – 172 с.

236. Павлова Л.Д. Моделирование геомеханических процессов в разрушаемом углепородном массиве: монография. – Новокузнецк: Изд-во СибГИУ, 2005. – 239 с.

237. Павлова Л.Д., Фрянов В.Н. Влияние геомеханических процессов на параметры газового коллектора в зоне сдвижения пород при отработке свиты угольных пластов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2011. – №8. – С.70-78.

238. Палеев Д.Ю. Сетевая задача проветривания горных выработок и выработанного пространства шахты // Вестн. Кузбасс. гос. техн. ун-та. – Кемерово, 2006. – № 5. – С.58-62.

239. Палеев Д.Ю., Балаганский М.Ю., Кнышенко А.Н. О численном методе решения стационарной задачи проветривания горных выработок и выработанного пространства шахты // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. Кемерово. Вып. 1, 2010. – С.31-34.

240. Палеев Д.Ю., Балаганский М.Ю., Криволапов В.Г. Математическая модель проветривания горных выработок и выработанного пространства угольной шахты // Тр. конф. с участием иностранных учёных «Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды». – Новосибирск: ИГД СО РАН, 2010. – С.234-237.

241. Палеев Д.Ю., Брабандер О.П. Математическое моделирование активного воздействия на взрывоопасные области и очаги горения в угольных шахтах. – Томск: Изд. Том. гос. ун-та, 1999. – 202 с.

242. Палеев Д.Ю., Лукашов О.Ю., Васенин И.М., Шрагер Э.Р., Крайнов А.Ю., Костеренко В.Н. Моделирование распространения ударных волн от взрыва и горения газопылевой смеси в угольных шахтах // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2017. – № 3. – С.371-377.

243. Палеев Д.Ю., Лукашов О.Ю., Костеренко В.Н. и др. Компьютерные технологии для решения задач плана ликвидации аварий. – М.: Изд-во «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2011. – 160 с.

244. Партон В.З., Морозов Е.М. Механика упругопластического разрушения. – М.: Наука, Главная редакция ф.-м. литературы, 1974. – 416 с.

245. Патанкар С.В. Численное решение задач теплопроводности и конвективного теплообмена при течении в каналах. – М.: Изд-во МЭИ, 2003. – 312 с.

246. Певзнер М.Е., Иофис М.А., Попов В.Н. Геомеханика: учебник для вузов. – М.: Изд-во МГГУ, 2005. – 438 с.

247. Петросян А.Э. Выделение метана в угольных шахтах. – М.: Наука, 1975. – 188 с.

248. Полевщиков Г.Я., Козырева Е.Н., Киряева Т.А. и др. Снижение газодинамической опасности подземных горных работ // Уголь. – М., 2007. – № 11. – С.13-16.

249. Проскуряков Н.М. Управление состоянием массива горных пород: учебник для вузов. – М.: Недра, 1991. – 368 с.

250. Пучков Л.А. Аэродинамика подземных выработанных пространств. – М.: Изд-во МГГУ, 1993. – 266 с.

251. Пучков Л.А., Бахвалов Л.А. Методы и алгоритмы автоматического управления проветриванием угольных шахт. – М.: Недра, 1992. – 399 с.

252. Пучков Л.А., Каледина Н.О. Динамика метана в выработанных пространствах шахт. – М.: Изд-во МГГУ, 1995. – 313 с.

253. Пучков Л.А., Сластунов С.В. Метанобезопасность – актуальная задача подземной угледобычи. Реальные пути решения основных проблем угольного метана // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2005. – С.17-29.

254. Пучков Л.А., Сластунов С.В., Коликов К.С. Извлечение метана из угольных пластов. – М.: Изд-во МГГУ, 2002. – 383 с.

255. Рашевский В.В., Артемьев В.Б., Руденко Ю.Ф. и др. Проблемы и перспективы обеспечения безопасности на угольных предприятиях. – Томск: Изд-во Том. ун-та, 2006. – 100 с.

256. Риб С.В., Говорухин Ю.М. Разработка комплексного метода исследования геомеханических процессов при интеграции физического и численного моделирования // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. Тула, 2018. – № 2. – С.363-378.

257. Риб С.В., Фрянов В.Н. Разработка комплекса проблемно-ориентированных программ для численного моделирования напряжённо-деформированного состояния неоднородных угольных целиков // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2015. – № 3. – С.367-371.

258. Рогов Е.И., Грицко Г.И., Вылегжанин В.Н. Математические модели адаптации процессов и подсистем угольной шахты. – Алма-Ата: Наука, 1979. – 240 с.

259. Ройтер М., Векслер Ю. Автоматизация в лавах: увеличение добычи и контроль опасных проявлений горного давления // Сибирский уголь в XXI веке. – 2008. – №4. – С.68-69.

260. Ройтер М., Курфюрст В., Векслер Ю. Автоматизация технологических процессов в лавах с интегрированным геомеханическим прогнозом опасности // Горная техника. Каталог справочник. – 2008. – С.54-60.

261. Ромм Е.С. Структурные модели порового пространства горных пород. – Л.: Недра, 1985. – 240 с.

262. Роуч П. Вычислительная гидродинамика: пер. с англ. – М.: Мир, 1980. – 618 с.

263. Рубан А.Д., Артемьев В.Б., Забурдяев В.С. и др. Подготовка и разработка высокогазоносных угольных пластов / под. общ. ред. А.Д. Рубана, М.И. Щадова. – М.: Изд-во «Горная книга», 2010. – 500 с.

264. Руппенейт К.В. Некоторые вопросы механики горных пород. – М.: Углетехиздат, 1954. – 384 с.

265. Салганик Р.Л., Афанасенко Г.В., Иофис И.М. Горное давление: учебник для вузов. – М.: Недра, 1992. – 208 с.

266. Саммерфилд М. Qt. Профессиональное программирование. Разработка кроссплатформенных приложений на C++. – СПб.: Символ-Плюс, 2011. – 560 с.

267. Сдвижение горных пород и земной поверхности в главнейших угольных бассейнах СССР. – ВНИМИ. – М.: Углетехиздат, 1958. – 260 с.

268. Сегерлинд Л. Применение метода конечных элементов: пер. с англ. – М.: Мир, 1979. – 392 с.

269. Сенкус Вал.В., Ермаков А.Ю., Качурин Н.М., Сенкус Вит.В. Комбинированная разработка угольных месторождений с рекультивацией нарушенных земель: монография. – Кемерово: АИ «Кузбассвузиздат», 2017. – 267 с.

270. Скочинский А.А., Комаров В.Б. Рудничная вентиляция. – 3-е изд. – М.: Углетехиздат, 1959. – 632 с.

271. Снегирев А.Ю. Высокопроизводительные вычисления в технической физике. Численное моделирование турбулентных течений. – СПб.: Изд-во Политехн. ун-та, 2009. – 143 с.

272. Соколов Э.М., Качурин Н.М. Углекислый газ в угольных шахтах. – М.: Недра, 1987. – 142 с.

273. Спивак А.И., Попов А.Н. Механика горных пород. – М.: Недра, 1975. – 200 с.

274. Справочное руководство гидрогеолога: в 2 т.: Т.1 / В.М. Максимов [и др.]; Под ред. В.М. Максимова. – 3-е изд., перераб. и доп. – Л.: Недра, 1979. – 512 с.

275. Стекольщиков Г.Г., Субботин А.И., Храмцов В.И. Способ комбинированного проветривания выемочных участков и полей с применением газоотсасывающих вентиляторов // Безопасность труда в промышленности. – 2004. – № 2. – С.2-5.

276. Страуструп Б. Программирование: принципы и практика использования C++: пер. с англ. – М.: ООО «И.Д. Вильямс», 2011. – 1248 с.

277. Тарасов Б.Г. Прогноз газообильности выработок и дегазация шахт. – М.: Недра, 1973. – 208 с.

278. Тарасов Б.Г., Колмаков В.А. Газовый барьер угольных шахт. – М.: Недра, 1978. – 200 с.

279. Трофимов В.А., Кубрин С.С., Филлипов Ю.А., Харитонов И.Л. Численное моделирование напряжённо-деформированного состояния вмещающего массива и пологого мощного угольного пласта при завершении отработки выемочного столба // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2019. – № 8. – С.42-56.

280. Трофимова Т.И. Курс физики. – 7-е изд., стер. – М.: Высш. шк., 2001. – 542 с.

281. Турчанинов И.А., Иофис М.А., Каспарьян Э.В. Основы механики горных пород. – Л.: Недра, 1989. – 488 с.

282. Уокенбах Д. Excel 2016. Библия пользователя: пер с англ. – СПб.: ООО «Альфа-книга», 2017. – 1040 с.

283. Ушаков К.З. Газовая динамика шахт. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Изд-во МГГУ, 2004. – 481 с.

284. Ушаков К.З., Бурчаков А.С., Пучков Л.А. и др. Аэрология горных предприятий: учебник для вузов. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1987. – 421 с.

285. Ушаков К.З., Малашкина В.А. Гидравлика. – М.: Изд-во «Мир горной книги», Изд-во МГГУ, 2009. – 414 с.

286. Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике. – М.: Недра, 1987. – 221 с.

287. Фрянов В.Н., Криволапов В.Г., Фрянова О.В., Говорухин Ю.М., Петрова О.А. Исследование влияния дизъюнктивных нарушений на эффективность дегазации угольных пластов // Энергетическая безопасность России. Новые подходы к развитию угольной промышленности: труды международной научно-практической конференции. – Кемерово, 2011. – С.64-69.

288. Фрянов В.Н., Павлова Л.Д. Состояние и направление развития безопасной технологии подземной угледобычи. – Мин-во образования и науки РФ, Федер. агентство по образованию, Сиб. гос. индустриальный ун-т. – Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2009. – 238 с.

289. Ханин А.А. Породы-коллекторы нефти и газа нефтегазоносных провинций СССР. – М.: Недра, 1973. – 304 с.

290. Хахаев И., Машков В., Губкина Г. и др. OpenOffice.org: Теория и практика. – М.: ALT Linux; БИНОМ. Лаборатория знаний, 2008. – 319 с.

291. Хемминг Р.В. Численные методы для научных работников и инженеров: пер. с англ. – 2-е изд., испр. – М.: Наука (гл. ред. физико-математической литературы), 1972. – 399 с.

292. Ходот В.В., Яновская М.Ф., Премыслер Ю.С. и др. Физико-химия газодинамических явлений в шахтах: монография. – М.: Наука, 1973. – 140 с.

293. Черный Г.Г. Газовая динамика. – М.: Наука, 1988. – 424 с.

294. Черняк И.Л., Ярунин С.А. Управление состоянием массива горных пород. – М.: Недра, 1995. – 395 с.

295. Шашенко А.Н., Сдвижкова Е.А., Гапеев С.Н. Деформируемость и прочность массивов горных пород: монография. – Днепропетровск: НГУ, 2008. – 224 с.

296. Шкундин С.З., Стучилин В.В. Методология построения современных информационно-измерительных систем обеспечения безопасности

на угольных шахтах РФ // Горная техника. Каталог справочник. – 2009. – С.24-32.

297. Шлее М. Qt 5.10. Профессиональное программирование на C++. – СПб.: БХВ-Петербург, 2018. – 1072 с.

298. Штумпф Г.Г., Рыжков Ю.А., Шаламанов В.А. и др. Физико-технические свойства горных пород и углей Кузнецкого бассейна: справочник. – М.: Недра, 1994. – 447 с.

299. Щелкачев В.Н., Лапук Б.Б. Подземная гидравлика. – Ижевск: НИЦ «Регулярная и хаотическая динамика», 2001. – 736 с.

300. Ягунов А.С. Закономерности сдвижения горных пород в Кузбассе. – СПб: Межотраслевой науч. Центр ВНИМИ, 2000. – 304 с.

301. Якоби О. Практика управления горным давлением. – Пер. с нем. – М.: Недра, 1987. – 567 с.

302. Ярунин С.А., Черняк И.Л. Управление состоянием массива пород. – М.: МГИ, 1988. – 94 с.

303. Краткое руководство по LibreOffice. – URL: https://libreoffice.readthedocs.io/ru/latest/.

304. ММЗ Прокопьевск. Производство и реализация горно-шахтного оборудования и металлоконструкций. Арочные крепи. – URL: https://www.krepy.ru/catalog/arochnye-krepi/.

305. Ayachit U. The ParaView Guide: Community Edition. – Updated for ParaView version 5.6. – 2019. – 274 p.

306. Britton S.G., Gentry D.W., Karmis M. et al. SME Mining Engineering Handbook. – 2nd edition. – Littleton, Colorado: Society for Mining Metallurgy and Exploration Inc., 1992. – 1230 p.

307. Chatfield C., Johnson T. Microsoft Project 2016 Step by Step. – Seattle: Microsoft Press, 2016. – 515 p.

308. Domrachev A.N., Rib S.V., Govorukhin Yu.M., Krivopalov V.G. Algorithm of probabilistic assessment of fully-mechanized longwall downtime // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. International Scientific

and Research Conference on Knowledge-Based Technologies in Development and Utilization of Mineral Resources. – 2017. – Vol. 84: KTDMUR 2017, Novokuznetsk, Russia, 6-9 June 2017. – P.012006.

309. Galvin J.M. Ground Engineering: Principles and Practices for Underground Coal Mining. – Cham: Springer International Publishing, 2016. – 693 p.

310. Gharehdash G., Barzegar M. Numerical models currently being developed for use in mining industry // Mine planning and equipment selection. Proceedings of the 22nd MPES Conference. – Drezden (Germany): Springer, 2013. – Pp.481-490.

311. Govorukhin Yu., Krivolapov V., Paleev D., Portola V. Numerical studies of the aerodynamic features of dead-end entries with side junction // E3S Web of Conferences. 5. Cep. «5th International Innovative Mining Symposium, IIMS 2020», 2020. – P.01057.

312. Govorukhin Yu., Kubrin S. (2024) An integrated approach to the development of effective gas emission control systems at coal mines excavation sites In Abstracts of the International Conference, dedicated to the 70th anniversary of the Geophysical Center of the RAS and the 300th anniversary of the Russian Academy of Sciences «Data Science, Geoinformatics and Systems Analysis in Geosciences» 25–27 September 2024, Suzdal, Russian Federation, 12(1), BS1002, p.87.

313. Haddadi B., Jordan C., Harasek M. OpenFOAM. Basic Training. – Engineering Fluid Dynamics, TU. Wien, Vienna, Austria. – 6th Edition, April 2023. – 188 pp.

314. Hahn Brian D. Fortran 90 for Scientists and Engineers. Department of Applied Mathematics. University of Cape Town, 1994. – 351 p.

315. Hartman H.L., Mutmansky M., Ramani R.V. et al. Mine ventilation and air conditioning. – 3rd edition. – West Virginia University, 1997. – 724 p.

316. Jasac H. Error Analysis and Estimation for the Finite Volume Method with Application to Fluid Flows. – Thesis for the Degree of Doctor of Philosophy of the University of London and Diploma of Imperial College. – June 1996. – 396 p.

317. Kaminski C. Stress Analysis & Pressure Vessels. – University of Cambridge. Lent Term 2005. – 74 p.

318. Levin L.Yu., Semin M.A., Klyukin Yu.A. Estimation of wall roughness functions acceptability in CFD simulation of mine ventilation networks // Proceedings of XLII International Summer Scholl-Conference APM, 2014. – Pp.25-32.

319. Maric T., Hopken J., Mooney K.G. The OpenFOAM Technology Primer: version OpenFOAM-v2012. – 2021. – 423 p.

320. McPherson M.J. Subsurface Ventilation and Environmental Engineering. – Springer Science & Business Media, 2012. – 905 p.

321. Menter F.R. Two-equation eddy-viscosity turbulence models for engineering applications // AIAA Journal, 1994. – Vol.32. – № 8. – Pp.1598-1605.

322. Menter F.R., Kuntz M., Langtry R. Ten Years of Experience with the SST Turbulence Model // Turbulence, Heat and Mass Transfer. – 2003. – № 4. – Pp.625-632.

323. Mohammadi B., Pironneau O. Analysis of the k-epsilon turbulence model. – New York: Wiley, 1994. – 205 p.

324. Moukalled F., Mangani L., Darwish M. The Finite Volume Method in Computational Fluid Dynamics: An Advanced Introduction with OpenFOAM and Matlab. – Springer, 2016. – 817 p.

325. Munson B.R., Okiishi T.H., Huebsch W.W., Rothmayer A.P. Fundamentals of fluid mechanics. – 7th edition. – Wiley, 2012. – 792 p.

326. OpenFOAM. The OpenFOAM Foundation: User Guide. Version 11. – 2023. – 241 p.

327. OpenFOAM. The OpenFOAM Foundation: User Guide. Version 12. – 2024. – 246 p.

328. Press W.H., Teukolsky S.A., Vetterling W.T. and others. Numerical Recipes In Fortran 90: The Art of Parallel Scientific Computing. Volume 2 of Fortran Numerical Recipes. – 2nd Edition. – Cambridge University Press, 1996. – 578 p.

329. Prosser B.S., Wallace K.G. Practical Values of Friction Factors // Proc. 8th US Mine Ventilation. – Mine Ventilation Service Inc., California, USA, 1999. – Pp.691-696.

330. Salamon M.D.G. Mechanizm of caving in longwall mining // Rock Mechanics Contributions and Challenges: Proccedings of the 31st US Symposium, Golden, 1990. – Pp.161-168.

331. Tanasheva N.K., Bakhtybekova A.R., Minkov L.L. [et al.] Influence of a rough surface on the aerodynamic characteristics of a rotating cylinder // Bulletin of the Karaganda University. Physics Series. – 2021. – No. 3(103). – P.52-59.

332. Ying W., Feng S. The performance of OpenFOAM in Beowulf clusters // Proceeding of the 2nd International Conference on Computer Science and Electronics Engineering (ICCSEE), 2013. – Pp.1683-1686.

333. Esterhuizen G.S., Karacan C.O. A methodology for determining gob permeability distribution and its application to reservoir modeling of coal mine longwalls. – 2007. – URL: https://www.cdc.gov/niosh/.

334. Esterhuizen G.S., Karacan C.O. Development of numerical models to investigate permeability changes and gas emissions around longwall mining panel. – 2005. – URL: https://www.cdc.gov/niosh/.

335. Govorukhin Yu.M., Paleev D.Yu., Domrachev A.N., Krivopalov V.G. Mathematical modeling of methane migration into the mine workings during the face downtime // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. International Scientific and Research Conference on Knowledge-Based Technologies in Development and Utilization of Mineral Resources, KTDMUR 2017. – 2017. – C.012041. – URL: https://iopscience.iop.org/article/10.1088/1755-1315/84/1/012041.

336. Guidelines for the prediction and control of methane emissions on longwalls. National Institute for Occupational Safety and Health, Pittsburgh Research Laboratory. – 2008. – URL: https://www.cdc.gov/niosh/.

337. Guo H., Yuan L. An integrated approach to study of strata behaviour and gas flow dynamics and its application // International Journal of Coal Science & Technology. – 2015. – URL: https://link.springer.com.

338. Karacan C.O., Esterhuizen G.S., Schatzel S.J., Diamond W.P. Reservoir simulation-based modeling for characterizing longwall methane emissions and gab gas venthole production. – 2007b. – URL: https://www.cdc.gov/niosh.

339. Karacan C.O. A new method to calculate permeability of gob for air leakage calculations and for improvements in methane control. – 2009. – URL: https://www.cdc.gov/niosh/.

340. Karacan C.O., Diamond W.P., Schatzel S.J., Garcia F. Development and application of reservoir models for the evaluation and optimization of longwall methane control system. – 2006. – URL: https://www.cdc.gov/niosh/.

341. Vakili A., Albrecht J., Gibson W. Mine-scale numerical modelling of longwall operations // Coal operators' conference. Mining Engineering – University of Wollongong. – 2010. – URL: https://ro.uow.edu.au/coal/.

342. Whittles D.N., Lowndes I.S., Kingman S.W., Yates C., Jobling S. Influence of geotechnical factors on gas flow experienced in a UK longwall coal mine panel // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2005. – URL: https://www.sciencedirect.com.

343. Yavuz H. An estimation method for cover pressure re-establishment distance and pressure distribution in the goaf of longwall coal mines // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2004. – URL: https://www.sciencedirect.com.

344. Yuan L., Smith A.C. Effects of ventilation and gob characteristics on spontaneous heating in longwall gob areas. – 2008. – URL: https://www.cdc.gov/niosh/.

345. Yuan L., Smith A.C., Brune J.F. Computational fluid dynamics study on the ventilation flow paths in longwall gobs. – 2006. – URL: https://www.cdc.gov/niosh/.

ПРИЛОЖЕНИЕ

Министерство Российской Федерации
по делам гражданской обороны, чрезвычайным ситуациям
и ликвидации последствий стихийных бедствий
(МЧС России)

СБОРНИК НОРМАТИВНЫХ ПРАВОВЫХ АКТОВ ВОЕНИЗИРОВАННЫХ ГОРНОСПАСАТЕЛЬНЫХ ЧАСТЕЙ

Москва
2014

Министерство Российской Федерации по делам гражданской обороны, чрезвычайным ситуациям и ликвидации последствий стихийных бедствий

ГРАЖДАНСКАЯ ЗАЩИТА

ЭНЦИКЛОПЕДИЯ

ТОМ I

А – И

Под общей редакцией
В.А. Пучкова

Москва 2015

СИБИРСКИЙ
ГОСУДАРСТВЕННЫЙ
ИНДУСТРИАЛЬНЫЙ
УНИВЕРСИТЕТ

ПОЧЕТНАЯ ГРАМОТА

НАГРАЖДАЕТСЯ

Коллектив авторов

Домрачев А.Н., Криволапов В.Г.,
Говорухин Ю.М., Масленков А.В.

монографии
«Методология анализа и оценки риска при ведении аварийно-спасательных работ на горных предприятиях»

за II место
во внутривузовском конкурсе
«Лучшая монография -2015 года»

Номинация «Технические науки»

Ректор, профессор Е.В. Протопопов

РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ

СВИДЕТЕЛЬСТВО

о государственной регистрации программы для ЭВМ

№ 2017614796

«ВЕНТИЛЯЦИЯ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ»

Правообладатели: ***Говорухин Юрий Михайлович (RU), Домрачев Алексей Николаевич (RU), Криволапов Виктор Григорьевич (RU), Лукашов Олег Юрьевич (RU), Палеев Дмитрий Юрьевич (RU)***

Авторы: ***Говорухин Юрий Михайлович (RU), Домрачев Алексей Николаевич (RU), Криволапов Виктор Григорьевич (RU), Лукашов Олег Юрьевич (RU), Палеев Дмитрий Юрьевич (RU)***

Заявка № **2017610740**
Дата поступления **24 января 2017 г.**
Дата государственной регистрации
в Реестре программ для ЭВМ ***27 апреля 2017 г.***

Руководитель Федеральной службы
по интеллектуальной собственности

Г.П. Ивлиев

КУЗБАССКАЯ ЯРМАРКА

Всемирная ассоциация выставочной индустрии

Российский союз выставок ярмарок

Кузбасская торгово-промышленная палата

ДИПЛОМ

СЕРЕБРЯНАЯ МЕДАЛЬ

НАГРАЖДАЕТСЯ

ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет» (г. Новокузнецк),
ФГКУ «Национальный горноспасательный центр» (г. Новокузнецк),
ООО «Шахтэксперт-Системы» (г. Кемерово)

за программу для ЭВМ «Вентиляция выемочных участков»

(авторы: Ю.М. Говорухин, А.Н. Домрачев, В.Г. Криволапов, Д.Ю. Палеев, О.Ю. Лукашов)

представленную на конкурс «Лучший экспонат», проводимый в рамках Международной специализированной выставки
«УГОЛЬ РОССИИ И МАЙНИНГ», «ОХРАНА, БЕЗОПАСНОСТЬ ТРУДА И ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ», «НЕДРА РОССИИ»
(6-9 июня 2017 г.)

Генеральный директор
ВК «Кузбасская ярмарка» В.В. Табачников

г. Новокузнецк
2017 г.

СИБИРСКИЙ
ГОСУДАРСТВЕННЫЙ
ИНДУСТРИАЛЬНЫЙ
УНИВЕРСИТЕТ

Говорухин Ю.М.,
Криволапов В.Г.

Управление метановыделением в шахтах

Учебное пособие

Новокузнецк
2017

Министерство Российской Федерации по делам гражданской обороны, чрезвычайным ситуациям и ликвидации последствий стихийных бедствий (МЧС России)
ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ КАЗЕННОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ ДОПОЛНИТЕЛЬНОГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ «НАЦИОНАЛЬНЫЙ АЭРОМОБИЛЬНЫЙ СПАСАТЕЛЬНЫЙ УЧЕБНО-ТРЕНИРОВОЧНЫЙ ЦЕНТР ПОДГОТОВКИ ГОРНОСПАСАТЕЛЕЙ И ШАХТЕРОВ»
(ФГКУ «НАЦИОНАЛЬНЫЙ ГОРНОСПАСАТЕЛЬНЫЙ ЦЕНТР»)

Ю.М. Говорухин, А.Н. Домрачев, В.Г. Криволапов,
Д.Ю. Палеев, С.А. Петров

Актуальные методы решения инженерных задач при ведении работ по локализации и ликвидации последствий аварий на объектах ведения горных работ

Учебное пособие

Новокузнецк
2020

РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ

СВИДЕТЕЛЬСТВО

о государственной регистрации базы данных

№ 2021620511

Информационная система по учёту аварий на объектах ведения горных работ

Правообладатель: ***Министерство Российской Федерации по делам гражданской обороны, чрезвычайным ситуациям и ликвидации последствий стихийных бедствий (МЧС России) (RU)***

Авторы: ***Палеев Дмитрий Юрьевич (RU), Говорухин Юрий Михайлович (RU), Домрачев Алексей Николаевич (RU), Криволапов Виктор Григорьевич (RU), Поздеева Ирина Михайловна (RU)***

Заявка № **2021620303**
Дата поступления **01 марта 2021 г.**
Дата государственной регистрации
в Реестре баз данных ***17 марта 2021 г.***

Руководитель Федеральной службы
по интеллектуальной собственности

ДОКУМЕНТ ПОДПИСАН ЭЛЕКТРОННОЙ ПОДПИСЬЮ
Сертификат 0x02A5CFBC33B1ACF0FA4A2F08B92E9A118
Владелец Ивлиев Григорий Петрович
Действителен с 15.01.2021 по 15.01.2026

Г.П. Ивлиев

ФЕДЕРАЛЬНАЯ СЛУЖБА ПО ЭКОЛОГИЧЕСКОМУ, ТЕХНОЛОГИЧЕСКОМУ И АТОМНОМУ НАДЗОРУ

ПРИКАЗ
от 8 ноября 2024 г. N 343

ОБ УТВЕРЖДЕНИИ РУКОВОДСТВА ПО БЕЗОПАСНОСТИ "МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ ЗОН ЗАГАЗИРОВАНИЯ, ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВОУСТОЙЧИВЫХ ПЕРЕМЫЧЕК И ОЦЕНКЕ ПОЛНОТЫ И ДОСТОВЕРНОСТИ КОМПЬЮТЕРНЫХ МОДЕЛЕЙ ВЕНТИЛЯЦИОННОЙ СЕТИ ШАХТЫ"

В соответствии с пунктом 5 статьи 3 Федерального закона от 21 июля 1997 г. N 116-ФЗ "О промышленной безопасности опасных производственных объектов", пунктом 1 Положения о Федеральной службе по экологическому, технологическому и атомному надзору, утвержденного постановлением Правительства Российской Федерации от 30 июля 2004 г. N 401, приказываю:

утвердить прилагаемое Руководство по безопасности "Методические рекомендации по определению зон загазирования, параметров взрывоустойчивых перемычек и оценке полноты и достоверности компьютерных моделей вентиляционной сети шахты".

Руководитель
А.В.ТРЕМБИЦКИЙ

Утверждено
приказом Федеральной службы
по экологическому, технологическому
и атомному надзору
от 8 ноября 2024 г. N 343

РУКОВОДСТВО ПО БЕЗОПАСНОСТИ "МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ ЗОН ЗАГАЗИРОВАНИЯ, ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВОУСТОЙЧИВЫХ ПЕРЕМЫЧЕК И ОЦЕНКЕ ПОЛНОТЫ И ДОСТОВЕРНОСТИ КОМПЬЮТЕРНЫХ МОДЕЛЕЙ ВЕНТИЛЯЦИОННОЙ СЕТИ ШАХТЫ"

I. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

1. Руководство по безопасности "Методические рекомендации по определению зон загазирования, параметров взрывоустойчивых перемычек и оценке полноты и достоверности компьютерных моделей вентиляционной сети шахты" (далее - Руководство) разработано в целях содействия соблюдению требований:

Федерального закона от 21 июля 1997 г. N 116-ФЗ "О промышленной безопасности опасных производственных объектов";

Министерство Российской Федерации
по делам гражданской обороны,
чрезвычайным ситуациям и ликвидации
последствий стихийных бедствий

ВСЕРОССИЙСКИЙ ФЕСТИВАЛЬ
ПО ТЕМАТИКЕ БЕЗОПАСНОСТИ И СПАСЕНИЯ ЛЮДЕЙ
«СОЗВЕЗДИЕ МУЖЕСТВА»

ДИПЛОМ

ПОБЕДИТЕЛЬ В НОМИНАЦИИ

«ЛАУРЕАТ ПРЕМИИ МЧС РОССИИ
ЗА НАУЧНЫЕ И ТЕХНИЧЕСКИЕ РАЗРАБОТКИ»

НАГРАЖДАЕТСЯ

авторский коллектив работы федерального государственного казенного учреждения дополнительного профессионального образования «Национальный аэромобильный спасательный учебно-тренировочный центр подготовки горноспасателей и шахтеров»

за разработку многорядной системы перфорированных преград для снижения избыточного давления во фронте ударной воздушной волны

Министр А.В. Куренков

2024 г.

Форма № 94 ИЗ,ПМ,ПО-2016

Федеральная служба по интеллектуальной собственности
Федеральное государственное бюджетное учреждение

«Федеральный институт промышленной собственности»
(ФИПС)

Бережковская наб., д. 30, корп. 1, Москва, Г-59, ГСП - 3, 125993 **Телефон (8-499) 240-60-15 Факс (8-495) 531-63-18**

УВЕДОМЛЕНИЕ О ПРИЕМЕ И РЕГИСТРАЦИИ ЗАЯВКИ

16.06.2025	W25038385	2025116356
Дата поступления (дата регистрации)	*Входящий №*	*Регистрационный №*

ДАТА ПОСТУПЛЕНИЯ (дата регистрации) оригиналов документов заявки	(21) **РЕГИСТРАЦИОННЫЙ №**	**ВХОДЯЩИЙ №**
	(85) **ДАТА ПЕРЕВОДА** международной заявки на национальную фазу	

☐ (86) *(регистрационный номер международной заявки и дата международной подачи, установленные получающим ведомством)* ☐ (87) *(номер и дата международной публикации международной заявки)* ☐ (96) *(номер евразийской заявки и дата ее подачи)* ☐ (97) *(номер и дата публикации евразийской заявки)*	**АДРЕС ДЛЯ ПЕРЕПИСКИ** *(почтовый адрес, фамилия и инициалы или наименование адресата)* 654080, Россия, Кемеровская область - Кузбасс, г. Новокузнецк, ул. Тольятти 32 - 9, Говорухин Юрий Михайлович (654080, Rossiya, Kemerovskaya oblast - Kuzbass, g. Novokuznetsk, ul. Tolyatti 32 - 9, Govorukhin Yuri Mikhaylovich) Телефон: +79236365799 Факс: Адрес электронной почты: govorukhin_ym@mail.ru **АДРЕС ДЛЯ СЕКРЕТНОЙ ПЕРЕПИСКИ** *(заполняется при подаче заявки на секретное изобретение)*
З А Я В Л Е Н И Е **о выдаче патента на изобретение**	**В Федеральную службу по интеллектуальной собственности Бережковская наб., д. 30, корп. 1, г. Москва, Г-59, ГСП-3, 125993, Российская Федерация**

(54) **НАЗВАНИЕ ИЗОБРЕТЕНИЯ**
Способ определения параметров газового коллектора, формирующегося в зоне обрушения при отработке пологих пластов угля высокопроизводительными механизированными комплексами с обрушением кровли

(71) **ЗАЯВИТЕЛЬ** *(фамилия, имя, отчество (последнее – при наличии) физического лица или наименование юридического лица (согласно учредительному документу), место жительства или место нахождения, название страны и почтовый индекс)* **Говорухин Юрий Михайлович** **(Govorukhin Yuri Mikhailovich)** **654080, Россия, Кемеровская область - Кузбасс, г. Новокузнецк, ул. Тольятти 32 - 9** **(654080, Rossiya, Kemerovskaya oblast - Kuzbass, g. Novokuznetsk, ul. Tolyatti 32 - 9)**	**ИДЕНТИФИКАТОРЫ ЗАЯВИТЕЛЯ** **ОГРИ** **КПП** **ИНН 42 21 056887 12** **СНИЛС 118-929-113 80** **ДОКУМЕНТ** *(вид, серия, номер)* **ПАСПОРТ 3204 893308** **КОД СТРАНЫ** *(если он установлен)* RU
☐ изобретение создано за счет средств федерального бюджета Заявитель является: ☐ государственным заказчиком ☐ муниципальным заказчиком исполнитель работ *(указать наименование)* ☐ исполнителем работ по: ☐ государственному контракту ☐ муниципальному контракту ☐ соглашению о предоставлении субсидии ☐ гранту ☐ государственному заданию ☐ инициативному заданию заказчик работ *(указать наименование)*	

Общее количество документов в листах	24	Лицо, зарегистрировавшее документы
Из них: - количество листов комплекта изображений изделия (*для промышленного образца*)		Автоматизированная система
Количество платежных документов		

Сведения о состоянии делопроизводства по заявкам размещаются в Открытых реестрах на сайте ФИПС по адресу: *www.fips.ru/registers-web*

ШахтЭксперт
Системы

Общество с ограниченной ответственностью
«ШАХТЭКСПЕРТ-Системы»
650065, Кемерово, Россия, Комсомольский пр-т, д. 13, оф. 4
Тел.: +79235194748
http://www.minesoft.ru, e-mail: mail@minesoft.ru
ОГРН 1144205006758
ИНН/КПП 4205286580/420501001

АКТ

об использовании Программы расчёта трёхмерного распределения фильтрационных параметров высокопроницаемой среды зоны обрушения (программа «Аэродинамика»)

Настоящим Актом удостоверяю, что программа «Аэродинамика», переданная для опытной эксплуатации автором – Говорухиным Юрием Михайловичем в ООО «Шахтэксперт-Системы», используется для решения задач по определению шага обрушения пород кровли в выработанное пространство, их разрыхления, проницаемости и макрошероховатости, объёмов формирующегося свободного пространства в куполах обрушения при выполнении прикладных научно-исследовательских работ и разработке рекомендаций по повышению эффективности систем управления газовыделением на выемочных участках угольных шахт.

Директор
ООО «Шахтэксперт-Системы» О.Ю. Лукашов